H U T N I K

CZASOPISMO POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XIV | KATOWICE - PAŹDZIERNIK - 1947 | ZESZYT 10

Prof. dr inż. A. KRUPKOWSKI i inż. W. TRUSZKOWSKI
Akademia Górnicza

Niskotopliwe spoiwa bezcynowe.

Zdrowa tendencja naszego rządu — wzmożenie samodzielności gospodarczej państwa przez wszechstronne wykorzystanie rodzimych dóbr — wymaga ogromnego wysiłku przedstawicieli naszego świata technicznego w sprawie zastąpienia metali obcych, na możliwie rozległą skalę, przez metale krajowe. Wielkie usługi oddają państwu w tym jego dążeniu laboratoria naukowe, opracowujące metody o ile można jak najbardziej zupełnego wyzyskania wytwarzanych w naszym kraju metali. Wśród szeregu czynnych na tym polu laboratoriów należy wymienić Zakład Metalurgii Technicznych Metali na Wydziale Hutniczym Akademii Górniczej, który od wielu lat zajmuje się zagadnieniami wykorzystania metali krajowych dla celów technicznych.

Jedno zwłaszcza zagadnienie — wytworzenie spoiwa niskotopliwego, opartego wyłącznie na polskich metalach — było przedmiotem długoletnich studiów w Zakładzie Metalurgii Technicznych Metali. Intensywne badania tego problemu prowadzono już za czasów okupacji niemieckiej, w szczęśliwie ocalałym Laboratorium na Krzemionkach.

Zanim przejdziemy do właściwego tematu, trzeba na tym miejscu zauważyć, że jakkolwiek spotykamy tu i ówdzie wzmianki o stosowaniu spoiw bezcynowych, jednakże zagadnienie to nie nabrało jeszcze szerszego znaczenia, czego dowodem jest, że w najnowszej publikacji norm amerykańskich z 1946 r. ani słowem nie wspomina się o możliwości stosowania spoiw bezcynowych i zaleca się w dalszym ciągu użycie klasycznych spoiw z zawartością cyny i ołowiu.

Tablica I.
Dwufazowe, niskotopliwe układy metali.

Układ	Zakres krzepnięcia	Skład eutektyki
Pb — Sn	327° — 183°	38% Pb, 62% Sn
Pb — Bi	327° — 125°	45,1% Pb, 54,9% Bi
Bi — Sn	268° — 135°	58% Bi, 42% Sn
Cd — Sn	321° — 176°	33% Cd, 67% Sn
Zn — Sn	419° — 199°	9% Zn, 91% Sn
Zn — Cd	419° — 265°	17,5% Zn, 82,5% Cd
Pb — Cd	327° — 249°	82.6% Pb. 17.4% Cd

1. Podstawy naukowe spoiw niskotopliwych. Spotykamy pewną ilość układów dwufazowych, które mogłyby być użytkowane przy wyborze niskotopliwego spoiwa. Poza znanym układem Pb — Sn mogą tu mieć znaczenie układy metali, wskazane w tablicy I [1]); podano w niej zakres topliwości stopów, przy czym niższa cyfra odnosi się do stopu eutektycznego.

Z tego zestawienia układów dwufazowych musimy przede wszystkim eliminować stopy, zawierające bizmut, a to z uwagi na wysoką cenę owego metalu. Z tych samych powodów nie możemy wykorzystać stopów cyny z kadmem, gdyż oba te metale są zbyt drogie. Także i niskotopliwe stopy cynku z cyną będą dość drogie, gdyż — ze względu na wymaganą niską temperaturę topliwości — skład ich musi być bliski eutektyki, która zawiera 91% Sn. Pozostały nam więc możliwe do zastosowania, poza wykorzystanym w praktyce układem Pb — Sn, jedynie tylko 2 układy: Zn — Cd i Pb — Cd.

Stopy cynkowo - kadmowe mają niewątpliwie jak można wnioskować z pracy dyplomowej inż. J. Lesieckiego, [2]) dobre własności, są one wszakże również drogie, albowiem i tu niskotopliwe stopy koncentrują się w bliskości eutektyki o składzie 82,5% Cd i 17,5% Zn. Istnieje zatem jedna tylko możliwość wytwarzania nowych, niezbyt drogich, łatwotopliwych spoiw, a mianowicie wykorzystanie układu Pb — Cd.

Gdy rzucimy okiem na wykres topliwości stopów ołowiowo - kadmowych (rys. 1), musimy stwierdzić nader pomyślną okoliczność, że interesujące nas niskotopliwe stopy są bogate w ołów i znajdują się w bliskości eutektyki, zawierającej 82,6% Pb i 17,4% Cd. Stopy te będą względnie tanie, mimo że w skład ich będzie wchodził dość drogi kadm. Poza tym przy stosowaniu spoiw kadmowo - ołowiowych opieramy się wyłącznie na metalach, wytwarzanych

[1]) Dane do tej tablicy, jak również do rys. 1, zaczerpnięto z książki Metals Handbook 1939, American Society for Metals, Cleveland, Ohio.

[2]) Praca ta wykonana została w 1939 r. w Zakładzie Metalografii Akademii Górniczej, pod kierunkiem prof. dra inż. Wł. Łoskiewicza.

na Śląsku, co pozwala nam ograniczyć import cyny, stosowanej do dotychczas używanych spoiw z zakresu układu Pb — Sn. Należy jednak zaznaczyć, że stopy ołowiowo - cynowe zdały już od wielu lat egzamin i z tego względu wprowadzenie do techniki nowych spoiw nie mogło być dokonane bez przeprowadzenia długotrwałych prób, obejmujących możliwie wszechstronne studia nad ich własnościami. Uwaga musiała być zwrócona przede wszystkim na następujące własności spoiw: 1) zakres topliwości, 2) przyczepność, 3) własności mechaniczne, 4) wrażliwość na korozję.

2. Badania doświadczalne. Próby wstępne. Aby móc zorientować się, w jakim kierunku mamy zdążać przy wyborze właściwego składu stopu, przeprowadziliśmy — przed przystąpieniem do szczegółowych badań — szereg prób wstępnych. W tym celu przygotowaliśmy próbki o zmiennym składzie, przez stopienie odpowiednich metali, mając jednak głównie na uwadze stopy ołowiowo - kadmowe, z zawartością kadmu możliwie najniższą, aby cena nowowytworzonych stopów nie była zbyt wysoka. Wprowadzenie domieszek innych składników umożliwiło wysnucie wniosków, czy składniki te są w danym stopie pożądane.

Tabl. II zawiera wyciąg z dużej liczby wykonanych przez nas doświadczeń. Zachowanie się stopu było oceniane indywidualnie zależnie od tego, jak spaja się danym stopem blaszki miedziane, cynkowe oraz żelazne. Szczególną uwagę zwróciliśmy na przyczepność tudzież wytrzymałość na ścięcie. Na podstawie owych doświadczeń doszliśmy do wniosku, że z punktu widzenia techniki spajacza najbardziej interesujące są stopy, zawierające kadm od 8 do 10%, przy ilości cynku 3 — 5%.

Aby ustalić najwłaściwszą dawkę cynku, odlaliśmy w tych samych warunkach szereg stopów ołowiu z kadmem, zawierających 5 i 10% Cd, przy zmiennej ilości cynku. Jak wnioskujemy z rys. 2, wzrost zawartości cynku od 5—10%, w stopie, zawierającym ok. 10% Cd, powoduje jedynie tylko nieznaczną zmianę twardości.

Te wstępne badania doprowadziły w rezultacie do ustalenia 2 najlepszych stopów:

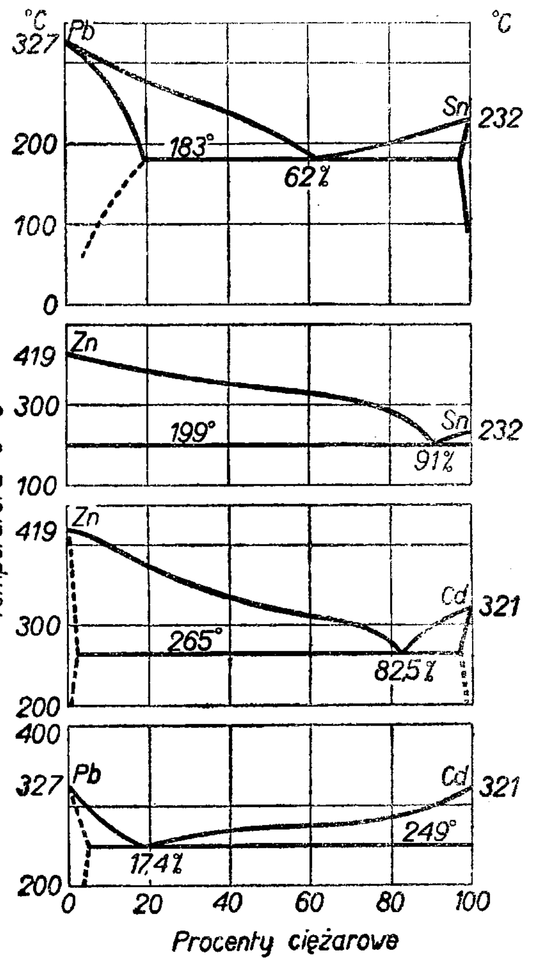
1) 10% Cd , 5% Zn , reszta Pb
2) 8% Cd , 5% Zn , reszta Pb

Poza tym dobroczynny wpływ wywiera na własności mechaniczne tych spoiw nieznaczny dodatek antymonu tudzież aluminium.

Tablica II.
Skład procentowy badanych spoiw.

Pb	Cd	Zn	Sn	Inne domieszki	U W A G I
97				3 % Mg	Mała przyczepność, mała odporność na korozję
97		3		0,1 % P	Mała przyczepność
95		5			Mała przyczepność, mała twardość
95	5			0,1 % P	Dość dobra przyczepność, mała twardość
90		9		1 % Cu	Mała przyczepność, wzrost temperatury topliwości
90		10		0,1 % P	Mała przyczepność
90		10			Mała przyczepność
90		5	5		Mała przyczepność
90	5	5		0,1 % P	Lepsza przyczepność
87	10	3		0,1 % P	Dobra przyczepność, niska temperatura topliwości
85	5	10		0,1 % P	Dość dobra przyczepność, utrudnione spajanie
85	10	5		0,1 % P	Dobra przyczepność, dobra twardość
85	5	10			Dość dobra przyczepność, utrudnione spajanie
85		10	5		Mała przyczepność
85	10	5			Dobra przyczepność, dobra twardość
85		5	10		Mała przyczepność
85	5	5	5		Dość dobra przyczepność, mała wytrzymałość
80	10	6		4 % Al	Aluminium nie rozpuściło się
80	5	10	5		Obniżona wytrzymałość na ścięcie
80	10	10			Utrudnione spajanie, dość duża wytrzymałość na ścięcie
80		10	10		Mała przyczepność
80	10	5	5		Sn obniża wytrzymałość na ścięcie
75	25				Dobra przyczepność, dobra wytrzymałość
75	5	15	5		Mała przyczepność, utrudnione spajanie
75	10	10	5		Lepsza przyczepność, dość niska wytrzymałość
70	25	5			Dobra przyczepność, dobra wytrzymałość

Metoda badań. Aby ocenić nowoproponowane stopy, należało obrać takie metody badawcze, któreby umożliwiły obiektywną ocenę



Rys. 1.

Łatwotopliwe, podwójne układy metali.

nowych stopów, przez porównanie z dotychczas stosowanymi stopami ołowiowo - cynowymi. Jak już wspomnieliśmy, przyczepność można badać jedynie wg indywidualnych obserwacji i ocena z tego punktu widzenia jest w pewnym stopniu subiektywna. Z tego też względu zwróciliśmy baczną uwagę na wytrzymałość tych stopów, gdyż wchodzi tu w grę pomiar obiektywny, dający się ująć liczbowo.

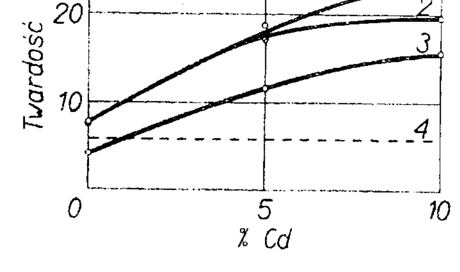
Sądzimy, że najbardziej prawidłowym sposobem badania jest metoda, proponowana przez E. Lüdera[3]). Polega ona na tym, że w ściśle przepisanych warunkach ten sam pracownik przeprowadza próbę spojenia blachy miedzianej, mosiężnej lub cynkowej na zakładkę. Próbę wykonywa się w sposób następujący: 2 pasy blachy o szerokości 100 mm i długości 500 mm każdy, po zwilżeniu odpowiednią cieczą, przypaja się na zakładkę w 3 miejscach, a następnie przeprowadza się stopniowo spojenie blach przy czym notuje się czas spajania i ilość zużytego metalu. Następnie blachę tnie się na paski, prostopadłe do kierunku spojenia i rozrywa. Sposób przygotowania pasków do prób wytrzymałościowych wskazuje rys. 3.

Wyniki badań. Wykonane doświadczenia doprowadziły do następujących wyników. Przede wszystkim stwierdziliśmy, że wytrzymałość na ścięcie spoiny jest zależna od wielkości zakładki i ze wzrostem jej szybko maleje (rys. 4 i 5). Z tego powodu stosowanie zbyt dużych zakładek w praktyce jest w pewnym stopniu nieuzasadnione.

Badania te doprowadziły nas też do ustalenia 2 możliwie tanich stopów o składzie 8 i 10% Cd; większa zawartość kadmu znacznie podraża owe stopy, w małym stopniu wpływając na własności. Zawartość 5% Zn uznaliśmy za optymalną. Zmniejszenie dawki Zn nie jest wskazane, ze względu na to, że cynk przy przetapianiu nieco się wypala. Zwiększenie jest również niepożądane, gdyż podniosłoby temperaturę odlewania ponad 550° C, a w temperaturze tej rozpuszcza się w ołowiu jedynie 5% cynku, większa zaś jego ilość wypływa na powierzchnię metalu. Małe dodatki 0,7% Sb i 0,25% Al mają na celu polepszenie własności stopu. Większy dodatek antymonu utrudnia spajanie.

Z przeprowadzonych dodatkowo doświadczeń wynika, że dodatek cyny do tych stopów obniża ich wytrzymałość, a zatem składnik ten w stopach Pb — Cd jest niepożądany.

Jako ciecz do spajania stosowaliśmy chlorek cynku. W jednym wypadku użyliśmy (dla blachy cynkowej) kwasu solnego o gęstości 1,12, przy czym wytrzymałość na ścięcie wzrosła w nieznacznym stopniu.



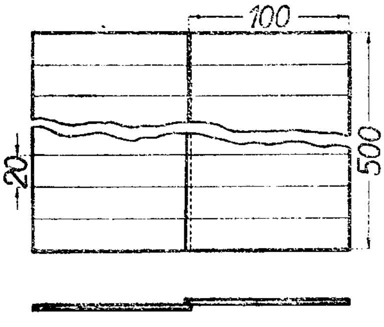
Rys. 2.

Twardość stopów do spajania mierzona stożkiem.

Zakres topliwości nowych stopów kadmowych i stosowanego w praktyce stopu ołowiowo-cynowego wskazuje rys. 6. Widzimy tu krzywe studzenia stopów do spajania w układzie tem-

[3]) Dr Ing. E. Lüder. Die Prüfung von Weichloten. Metall und Erz 1946, Heft 6.

peratura—czas, uzyskane na samoczynnym aparacie Le Chatelier — Saladin. Z wykresu mo-

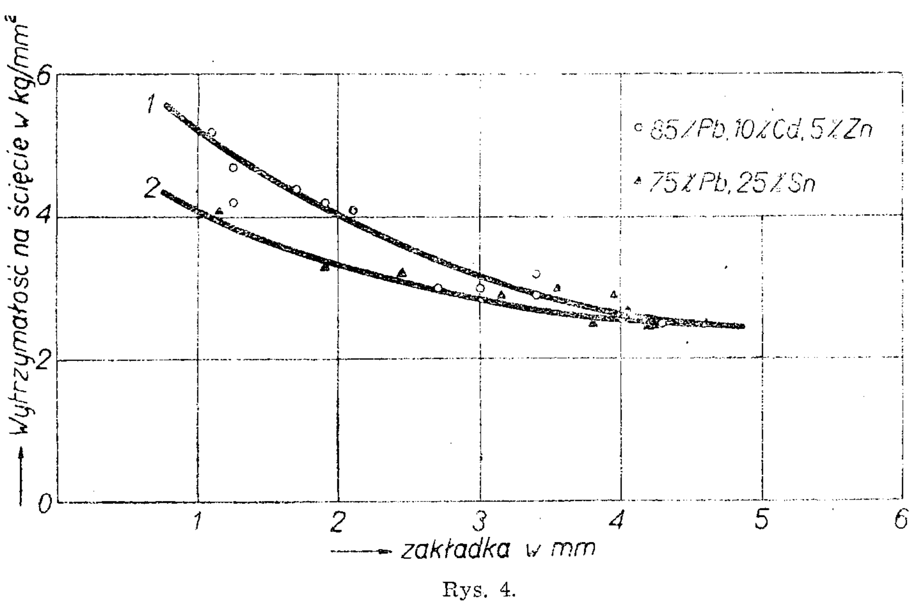


Rys. 3.
Schemat przygotowania pasków blachy do prób wytrzymałości spoiny.

żna wnioskować, że początek krzepnięcia stopów kadmowych (262°C i 254°C) jest b. bliski początku krzepnięcia stopu cynowego (260°C), natomiast koniec krzepnięcia stopów kadmowych (231°C) jest wyższy niż w stopie cynowym (181°C).

Tablica III.
Wytrzymałość na ścinanie stopów do spajania (Blacha cynkowa 0,85 mm)

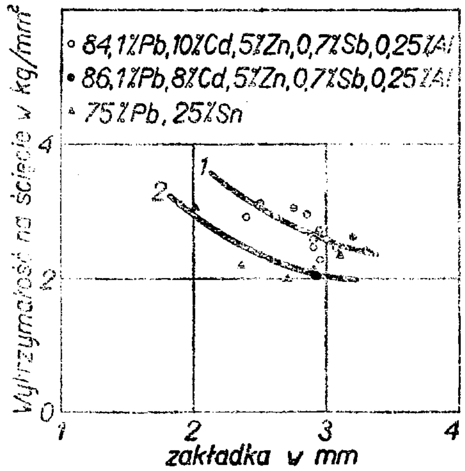
Stop	Wytrzymałość na ścinanie kg/mm²	Zakładka mm	Stop	Wytrzymałość na ścinanie kg/mm²	Zakładka mm
85% Pb, 10% Cd, 5% Zn.	2,5	4,3	75% Pb, 25% Sn	2,5	4,25
	2,9	3,4		2,5	4,2
	3,2	3,4		2,5	4,6
	3,0	3,0		2,7	4,05
	3,0	2,7		2,9	3,95
	4,1	2,1		2,5	3,8
	4,2	1,9		3,0	3,55
	4,4	1,7		2,9	3,15
	4,2	1,25		3,2	2,45
	4,7	1,25		3,3	1,9
	5,2	1,1		4,1	1,15



Rys. 4.
Wytrzymałość na ścięcie stopów do spajania. (Blacha cynkowa 0,85 mm)

Z porównania tych danych wynika, że temperatury całkowitej topliwości wszystkich 3 stopów są prawie jednakowe; one jedynie są miarodajne dla oceny stopnia łatwotopliwości. Natomiast temperatury całkowitego skrzepnięcia (eutektyki) są różne w stopach kadmowych i w stopie Pb — Sn. Ta ostatnia okoliczność w małym stopniu wpływa na przydatność metalu do spajania. Z powyższego wynika, że stopy kadmowe są równie łatwotopliwe jak wybrany do porównania stop Pb — Sn.

Jak wynika z wykresów na rys. 4 i 5 wytrzymałość na ścięcie nowych, kadmowych stopów do spajania, jest ok. 20% wyższa w porówna-



Rys. 5.
Wytrzymałość na ścięcie stopów do spajania. (Blacha cynkowa 1,0 mm)

niu ze stopem cynowym o składzie 75% Pb i 25% Sn. Nadmienić tu należy, że badania przedstawione w tabl. III i na rys. 4 były prowadzone w 1943 r., doświadczenia zaś, których wyniki zebrano w tabl. IV i na rys. 5 w 1947 r., w nieco odmiennych warunkach i tym tłumaczy się pewną różnicę w przebiegu krzywych.

3. Przygotowanie i odlewanie stopu. Odpowiednio przygotowany namiar na stop ogrzewamy w tyglu szamotowym pod warstwą węgla drzewnego do temperatury ok 600° C. Aluminium wprowadzamy do namiaru w postaci stopu przygotowawczego, o składzie: 95% Zn i 5% Al. Po stopieniu odlewamy metal do wlewnicy stalowej o dużej masie, umożliwiającej szybkie stygnięcie metalu. Wlewnica, stosowa-

Tablica IV.
Wytrzymałość na ścinanie stopów do spajania.
(Blacha cynkowa 1,0 mm)

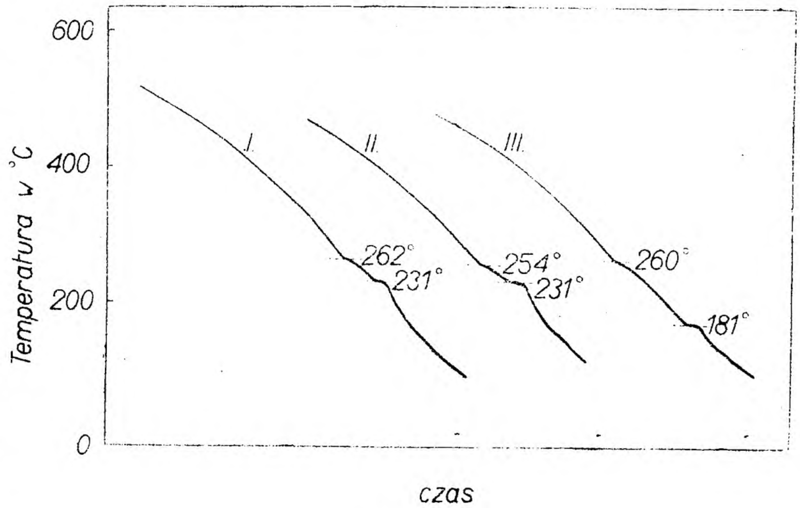
Stop	Wytrzymałość na ścinanie kg/mm²	Zakładka mm	Stop	Wytrzymałość na ścinanie kg/mm²	Zakładka mm	Stop	Wytrzymałość na ścinanie kg/mm²	Zakładka mm
86,05 Pb, 8% Cd 5% Zn, 0,7% Sb, 0,25% Al	3,13	2,50	84,05% Pb, 10% Cd, 5% Zn, 0,7% Sb, 0,25% Al	2,92	2,40	75% Pb, 25% Sn	3,12	1,9
	3,06	2,75		2,58	2 90		3,04	2,0
	2,97	2,85		2,53	3,00		2,19	2,35
	2,73	2,95		2,47	2,90		2,01	2,7
	2,62	3,25		2,27	2 95		2,13	2,9
	2,42	3,30		2,46	3,15		2,34	3,1

na przez nas do celów laboratoryjnych, miała następujące wymiary: profil zewnętrzny 45 × 45 × 250 mm, otwór o średnicy 12 mm i długości 230 mm, rozszerzający się lejkowato. Przypuszczamy, że dla celów przemysłowych należałoby polecić wlewnicę o średnicy otworu 25 — 30 mm, długości ok. 500 mm i zewnętrznym wymiarze ok. 100 × 100 mm. Stosowanie niewłaściwej wlewnicy o małej masie i dużej średnicy otworu spowoduje zbyt wolne stygnięcie i w następstwie dużą segregację pionową, w wyniku czego otrzyma się stop o niejednakowym składzie i zmiennych własnościach w różnych częściach pręta.

Otrzymany w ten sposób pręt o średnicy 12 — 30 mm należy przewalcować na drut o średnicy 3 — 4 mm lub taśmę o szerokości 7 — 8 mm i grubości ok. 2 mm.

4. Ocena warsztatowa stopu. Przydatność spoiw kadmowych do celów technicznych była badana w ciągu szeregu tygodni przez jedną z hut cynkowych, podlegających Zarządowi Przemysłu Metali Nieżelaznych oraz przez Zarząd Wodociągu Miejskiego w Krakowie. Próby te wykazały, że nowe stopy ołowiowo - kadmowe zasadniczo zastępują w zupełności dotychczas stosowane stopy handlowe ołowiowo - cynowe. Spoiwa Pb — Cd nadają się do spajania blachy cynkowej, rur ołowianych tudzież rozmaitych drobnych części miedzianych i mosiężnych.

Wyrażamy podziękowanie dyrektorowi inż. Wł. Biernackiemu za przeprowadzenie prób nad zastosowaniem stopu ołowiowo-kadmowego i rozpoczęcie jego produkcji w skali przemysłowej, oraz dyrektorowi inż. J. Tokarskiemu za



Rys. 6.

Krzywe studzenia stopów do spajania. Górna temperatura — początek krzepnięcia, dolna temperatura — koniec krzepnięcia.

Krzywa I : stop 86,05% Pb, 8% Cd, 5% Zn, 0,7% Sb, 0,25% Al

Krzywa II : stop 84,05% Pb, 10% Cd, 5% Zn, 0,7% Sb, 0,25% Al

Krzywa III: stop 75% Pb, 25% Sn



Rys. 7.

Paski blachy cynkowej, spojonej stopem ołowiowo - kadmowym, po 18-to miesięcznych badaniach korozyjnych, w 10 procentowym, wodnym roztworze NaCl.

1. — **próbka przed rozerwaniem**
2. — **próbka po rozerwaniu; widać białą, błyszczącą powierzchnię spoiwa kadmowego, świadczącą, że stop nie uległ korozji w roztworze wodnym NaCl.**

ocenę tego stopu z punktu widzenia praktyki warsztatowej.

5. Korozja stopów do spajania. Dla zbadania odporności na korozję nowych stopów do spajania przygotowaliśmy 2 serie pasków blachy cynkowej, spojonej stopem kadmowym lub cynowym. Zostały one umieszczone w oddzielnych naczyniach w wodzie destylowanej oraz w wodnym roztworze, zawierającym 10% NaCl. Po 18 miesiącach blaszki wyjęto z cieczy i poddano próbie rozciągania. Uzyskane wyniki wykazały minimalny wpływ korozji na te stopy; wytrzymałość na ścięcie prawie się nie zmieniła, a powierzchnia stopu po rozerwaniu pozostała błyszcząca (rys. 7).

6. Wnioski. Reasumując wyniki naszych badań, stwierdzamy, że 2 nowe stopy o składach: 1) 86,05% Pb, 8% Cd, 5% Zn, 0,7% Sb, 0,25% Al, oraz 2) 84,05% Pb, 10% Cd, 5%Zn, 0,7% Sb, 0,25% Al mogą być wprowadzone do techniki, gdyż mają dostatecznie dobre własności wytrzymałościowe, dobrą przyczepność i są odporne na korozję. Jedynym ich ograniczeniem w zastosowaniu jest tylko ta okoliczność, że nie nadają się do spajania przedmiotów, służących do gotowania potraw, podobnie zresztą jak wszystkie stopy ołowiu z cyną, zawierające mniej niż 90% Sn.

Inż. WIKTOR SIELAWA

Noworudzki łupek ogniotrwały.

W granicach Polski przedwojennej nie mieliśmy dobrych surowców ceramicznych. Glinki ogniotrwałe z rejonu Opoczna, Wąchocka, Siewierza i Alwernii mogły być stosowane tylko do wyrobów o gorszym gatunku. Natomiast złóż kaolinu w ogóle nie posiadaliśmy. Obecnie, po przyłączeniu Dolnego Śląska, mamy na Ziemiach Odzyskanych wielkie bogactwo kaolinu, glinek ogniotrwałych, łupku ogniotrwałego i to nie tylko pod względem ilościowym, ale również i jakościowym. Znane są w całej Europie pod nazwą „Rauske" niebieskie glinki ogniotrwałe z okolic Jaroszowa koło Świdnicy. Znane są złoża kaolinu w Żarowie koło Świdnicy, w Gembczycach i Ruprechtowie (pow. Strzelin). Szereg złóż kaolinu występuje w pow. Bolesławiec (Ujazd, Małe Rakwiczki, Otok). Miejscowości: Zebrzydowo, Górny Ujazd, Osieczów, Czerwona Woda znane są z występowania glinek ogniotrwałych. Nie należy jednak mieszać pojęcia glinek z gliną zwykłą, jak to się często w praktyce zdarza. Gliną nazywamy brunatne glinki, zanieczyszczone żelazem i ziarnkami piasku. Piasek jest tak gruboziarnisty, że daje się wyczuć między palcami. Prócz tego glinę stosuje się jedynie do wyrobu cegieł zwykłych, nie ogniotrwałych. Ogniotrwałymi nazywamy te materiały, których stożek Segera leży powyżej 26 (1580° C).

Jednym z najważniejszych wszakże surowców na Dolnym Śląsku, gdy chodzi o materiały szamotowe, jest niewątpliwie łupek ogniotrwały z Nowej Rudy (pow. Kłodzko).

O ile złoża kaolinu i glinek są rozpowszechnione w większych ilościach, o tyle łupek ogniotrwały jest nader rzadkim zjawiskiem. W Nowej Rudzie występuje właśnie taki łupek w głębokości 300 — 500 m, w utworach karbonu pod pokładami węgla kamiennego. Jest on koloru szarego, czasem ciemnego od zawartości węgla, na oko niczym nie różniący się od szeregu innych warstw łupkowych wieku węglowego, a jednak będący wprost unikatem swego rodzaju w Europie co do swych własności fizyko — chemicznych. Łupek ten jest twardy, o przełomie muszlowym. Nie ma on nic z plastyczności utworów gliniastych wzgl. glinek.

Noworudzki łupek jako produkt surowy posiada ogniotrwałość, odpowiadającą stożkowi Segera 31/32. Służy on do wyrobu „materiału szamotowego" o najwyższej jakości („materiałem szamotowym" nazywamy jeden ze składników wyrobów szamotowych, a więc np. cegieł szamotowych). Wyroby szamotowe powstają z mieszaniny: materiału szamotowego i surowej glinki plastycznej, jako środka wiążącego

Plastycznym nazywamy taki materiał, który — zmieszany z pewną ilością wody — zdolny jest utrzymać nadawaną mu formę i zatrzymać ją nawet po wysuszeniu. Plastyczne glinki nazywamy tłustymi; chude są to te, które są mniej plastyczne, a więc także mniej wytrzymałe na deformację i po wysuszeniu zachowują tylko luźną formę. Materiały, które z wodą nie dają masy plastycznej, jak np. piasek, glinka prażona, łupek, nazywamy „chudzącymi".

Z samej tylko glinki nie możemy wytwarzać cegieł szamotowych, jest ona bowiem zbyt tłusta i przy wysychaniu oraz wypalaniu podlega b. silnej skurczliwości tudzież spękaniom. Dlatego też glinkę należy „schudzić", czyli zmieszać z materiałem nieplastycznym, inaczej materiałem szamotowym (pokruszonym).

Materiał szamotowy może być otrzymany w trojaki sposób:

1) przez prażenie łupku ogniotrwałego,
2) przez prażenie glinki ogniotrwałej,
3) przez pokruszenie nieużytecznych lub zniszczonych wyrobów szamotowych.

Chemiczny skład łupku ogniotrwałego i glinek ogniotrwałych jest b. zbliżony, bo też i pochodzenie ich jest wspólne. Powstają one z wietrzenia przeważnie skał wybuchowych, natomiast różnią się wiekiem geologicznym. Podczas

gdy glinki należą na ogół do wieku trzeciorzędowego, łupki ogniotrwałe występują w karbonie, a więc w znacznie starszym wieku i na skutek tego miały dość czasu na stwardnienie i utratę plastyczności.

W Polsce przedwojennej łupki ogniotrwałe wogóle nie były znane. W 1861 r. po raz pierwszy Bischof odkrył warstwy tego rodzaju o grubości 10 — 12 cm w jednej z kopalń węglowych w Wałbrzychu na Dolnym Śląsku. Później znaleziono go na starych zwałach przy kopalni węgla w Nowej Rudzie. Natomiast pokłady łupku w samej kopalni odkryto dopiero w 1877 r.

W Europie podobne łupki ogniotrwałe, ale w mniejszych ilościach i o gorszej jakości, występują w Szwecji, Szkocji i Czechosłowacji.

Dawniej istniał pogląd, że łupek ogniotrwały z Nowej Rudy powstał ze zwykłych łupków serii węglowej, na skutek kontaktowego metamorfizmu, spowodowanego wtargnięciem ognistej masy gabrowej do utworów węglowych. Zapatrywanie to nie wytrzymuje obecnie krytyki, gdyż roboty górnicze wykazały, iż mamy tu do czynienia ze zjawiskiem wietrzenia skały gabrowej. Wyjściowym materiałem do utworzenia łupków ogniotrwałych były plagioklazy, bogate w tlenek glinu. Między masywem gabrowym i pokładami łupku, leżącymi nad tym masywem, można wykazać szereg warstw przejściowych.

Na rys. 1 przedstawiliśmy przekrój przez kopalnię węgla i jednocześnie łupku w Nowej Rudzie. W dolnej części serii węglowej, pod pokładami węgla, widzimy kilka pokładów łupku ogniotrwałego. Podłożem karbonu jest skała wybuchowa, wybitnie zasadowa gabro, o dużej zawartości tlenku glinu.

Najbardziej charakterystyczną cechą łupku z Nowej Rudy jest właśnie jego bogactwo w tlenek glinu i wielka twardość. Twardość łupku surowego wynosi 4, łupku prażonego 6, a nawet i 7, czego nie posiadają żadne inne łupki europejskie.

Przeciętny skład chemiczny łupku surowego jest następujący:

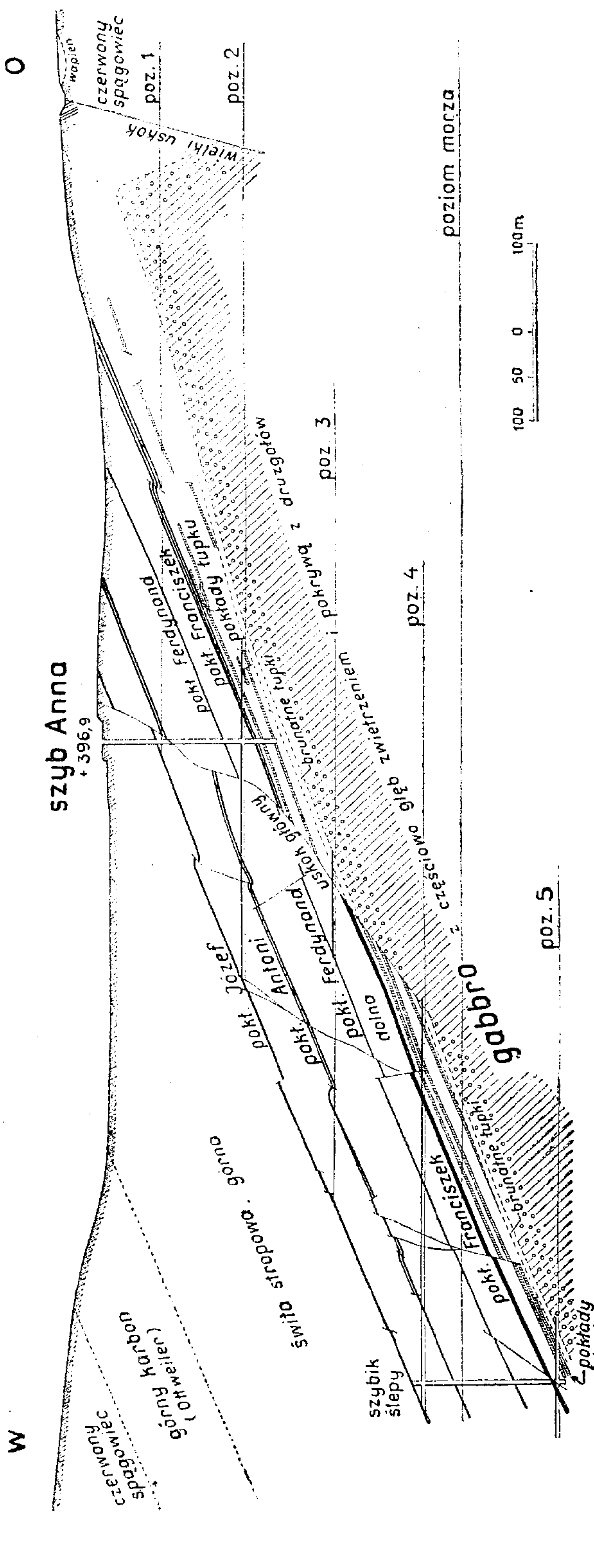
Straty żarzenia	— 18,6%
SiO_2	— 38,5
Al_2O_3	— 38,0
Fe_2O_3	— 3,8
CaO	— 0,8
MgO	— 0,3

Przeróbka łupku. Przeróbka łupku ma na celu usunięcie przez prażenie wilgoci, wody chemicznie związanej, zawartego w nim węgla i tych części, które szkodzą zwykłej ogniotrwałości, a więc przede wszystkim żelaza. Większa zawartość CaO, MgO i alkalii jest również szkodliwa.

Do 1930 r. prażenie łupku odbywało się jedynie tylko w piecach szybowych. Potem wprowadzono prócz tego najnowocześniejszą metodę, tzw. dwustopniowego prażenia w piecach obrotowych. Zastosowanie powyższej metody pozwoliło na otrzymywanie najdoskonalszego pod względem jakości, tzw. łupku palonego D, znanego dziś w całej Europie. Różne kraje europejskie chętnie go sprowadzają.

W dalszym ciągu podamy krótko sam przebieg przeróbki. Możemy ją podzielić na kilka zasadniczych działów:

1) Sortownia surowego łupku.



Rys. 1. Kopalnia Nowa Ruda (przekrój).

2) Oddział pieców obrotowych:
   a) Wstępne prażenie przy temperaturze 400° C w piecach obrotowych V.
   b) Separacja magnetyczna.
   c) Końcowe prażenie łupku w temperaturze 1400° C w piecach obrotowych D.
3) Oddział pieców szybowych, łącznie z sortownią i separacją magnetyczną.

Sortownia łupku surowego. Maksymalna zdolność przeróbcza prażalni wynosi 800 ton surowca na dobę. Łupek surowy podlega naprzód sortowaniu ręcznemu na taśmie (oddziela się bryły cięższe, zawierające dużo żelaza). Następnie dzieli się urobek, już przesortowany, na 2 frakcje: a) ziarna od 0 do 120 mm i b) ziarna powyżej 120 mm. Frakcja druga podlega kruszeniu na ziarna poniżej 120 mm. Całość dzieli się później przy pomocy sit na 3 zasadnicze frakcje:

1) ziarna	0 —	3 mm
2) ziarna	3 —	25 mm
3) ziarna	25 —	120 mm

Frakcja pierwsza, tj. ziarna 0 — 3 mm, w ilości ok. 10% całego wsadu, nie nadaje się jeszcze — przy obecnych urządzeniach technicznych — do dalszej przeróbki, ani w piecach szybowych, ani obrotowych, a to ze względu na łatwe spiekanie się. Frakcja ta jest — niestety — odpadowa; wyrzuca się ją na zwał.

Próby, przeprowadzone w czasie wojny co do możliwości przeróbki owej frakcji w laboratorium kopalnianym i przez firmy: Klöckner Humbolt — Deutz A. G. w Kilonii i Lurgi we Frankfurcie nad Menem, dały pozytywne wyniki. Zostały opracowane definitywne projekty przeróbki tej frakcji w piecach etażowych systemu Herreshoff. Już w czasie wojny rozpoczęto budowę odnośnego urządzenia. Do 1946 r. większa część zamówionych maszyn nie zdążyła jeszcze nadejść.

Obecnie dokonywane są próby przeróbki frakcji odpadowej systemem aglomeracji.

Z drugiej strony podjęte zostały przez zainteresowane czynniki starania o wyzyskanie odpadów noworudzkich do produkcji aluminium.

Frakcja ziarn 3 — 25 mm przerabia się w piecach obrotowych, a frakcja ziarn 25 — 120 mm w piecach szybowych.

Zanim przejdziemy do omawiania samego procesu prażenia w piecach obrotowych, przedstawimy pewne dane, dotyczące magnetycznych własności surowca.

Magnetyczne własności surowca. Prażenie łupku odbywało się zrazu jedynie w piecach szybowych. Wielkie trudności występowały przy prażeniu drobniejszych ziarn. Zawartość w surowcu Fe_2O_3 w ilości 1,6—1,8% nie wpływa znacznie na ogniotrwałość i w czasie prażenia surowca o grubszych ziarnach nie wykazuje skłonności do topienia się ani do zmiany barwy. Dopiero zawartość żelaza w ilości 2% świadczy, że mamy do czynienia nie tylko z pierwotnymi wpryśnięciami tlenków żelaza lecz i z większymi skupieniami węglanu żelaza, czy też pirytu. $CaCO_3$ przy prażeniu rozpada się na okruchy i pył. Węglan wapnia sprzyja tworzeniu się niepożądanego żużla z krzemianów żelaza. Zachodzi to w temperaturze powyżej 900° C. Tworzące się bryły spieczone utrudniają bieg pieca, a nawet — w pewnych warunkach — uniemożliwiają jego bieg. Praktyka wykazała, iż szczególnie silnie zjawisko to występuje przy ziarnach drobnych i z tego względu w piecach szybowych przerabia się obecnie tylko frakcje > 25 mm.

Trudności przeróbcze dały impuls z powodu zawartości żelaza do przeprowadzenia szczegółowych badań nad magnetycznymi własnościami surowca. Badania te wykazały, że minerały, z zawartością żelaza w surowcu, są mało magnetyczne. Prażone w piecach szybowych a następnie poddane działaniu magnesów, również nie wykazują znacznego zwiększenia własności magnetycznych. Dlatego też odpadów pomagnetycznych z łupku prażonego w piecach szybowych jest znikoma ilość.

Dr Goebel wykonał cały szereg prób laboratoryjnych celem ustalenia jaki wpływ ma temperatura i czas prażenia na zdolność magnetyczną żelaza, zawartego w odpadach z łupku. Próby odbywały się przy 400°, 600°, 800°, 1000° i 1200° C. Materiał pokruszono na ziarna 8 — 12 mm. Próbka wynosiła każdorazowo 1500 g.

Postępowano w ten sposób, że np. po 1-godzinnym prażeniu poddawano ostudzoną próbkę działaniu magnesów i wydzielano jakąś porcję minerałów magnetycznych, następnie znowu je mieszano z pozostałością niemagnetyczną i poddawano dalszemu prażeniu, powtórnemu wydzielaniu magnetycznemu itd. Prażenie odbywało się w piecu elektrycznym, przy dostępie powietrza, a więc w atmosferze utleniającej. Czas prażenia liczono dopiero od chwili osiągnięcia przez materiał temperatury, przy której przeprowadzano badania. Czas podgrzewania aż do osiągnięcia temperatury badawczej ograniczono do 1 godz. Odpowiednia regulacja pozwalała na dotrzymanie tego czasu.

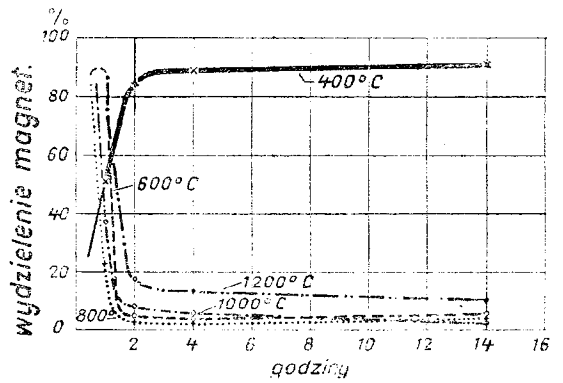
Badania te dały rezultaty przedstawione na tabl. I.

Z powyższej tablicy widzimy, że przy prażeniu przy 400° C w ciągu 1 godz. wydziela się magnetycznie 51,2%, a materiału niemagnetycznego pozostaje 48,8%, razem 1370,5 g. Na straty żarzenia poszło 1500 — 1370,5 = 129,5 g. Po 2 godz. prażenia zmieszanego materiału wydziela się 87,2%. Natomiast przy prażeniu w 600° C otrzymujemy całkiem inny obraz: po 1 - godzinnym prażeniu wydziela się magnetycznie 87,1%, przy 2 - godzinnym prażeniu materiał traci magnetyczne własności, wydziela się bowiem tylko 4,8%. To samo przy jeszcze dłuższym prażeniu.

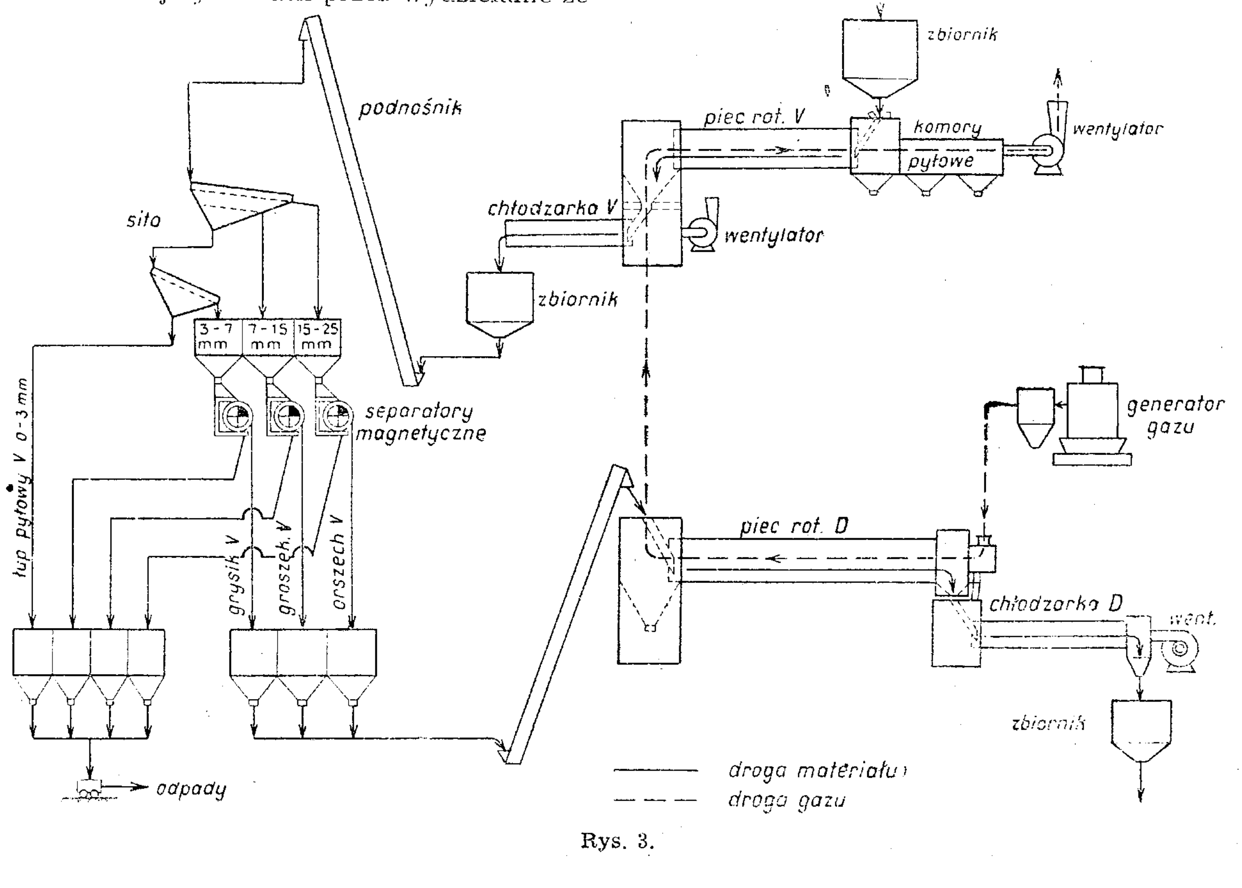
Tablica I.

Próbka 1.500 g		Odpady z żelazem		Temperatura 400° C		
Czas prażenia		Magnetyczne		Niemagnetyczne		Ogółem
Pojedyncze godz.	Razem godz.	g	%	g	%	g 100%
1	1	701,5	51,2	669,0	48,8	1370,5
1	2	1053,5	87,2	153,9	12,8	1207,4
2	4	1035,5	89,5	121,0	10,5	1156,5
10	14	1007,3	91,4	95,2	8,6	1102,5
					Temperatura 600° C	
1	1	950,5	87,1	140,7	12,9	1091,2
1	2	52,4	4,8	1033,0	95,2	1085,4
2	4	50,1	4,7	1031,0	95,3	1081,1
10	14	50,4	4,7	1030,6	95,3	1081,0

Na rys. 2 przedstawiono w sposób graficzny wyniki badań nie tylko w temperaturze 400 i 600° lecz także 800°, 1000° i 1200° C. Jak z niego widzimy, najkorzystniej wypada prażenie przy 400° C. Żelazo przechodzi w formę najbardziej magnetyczną. Prażenie przy wyższych temperaturach znowu obniża własności magnetyczne. Tym właśnie tłumaczy się dlaczego łupek, prażony w piecach szybowych, daje mało odpadów pomagnetycznych. Jaki wysnuto wniosek z powyższych badań? Materiał należy poddać wstępnemu prażeniu przy 400° C, następnie — po ostudzeniu — poddać działaniu magnesów i oczyszczony w ten sposób materiał poddać dalszemu prażeniu przy wysokiej temperaturze. Konieczność wprowadzenia ulepszeń podyktowana została nie tylko możnością przeróbki drobniejszych ziarn przez wydzielanie że-



Rys. 2

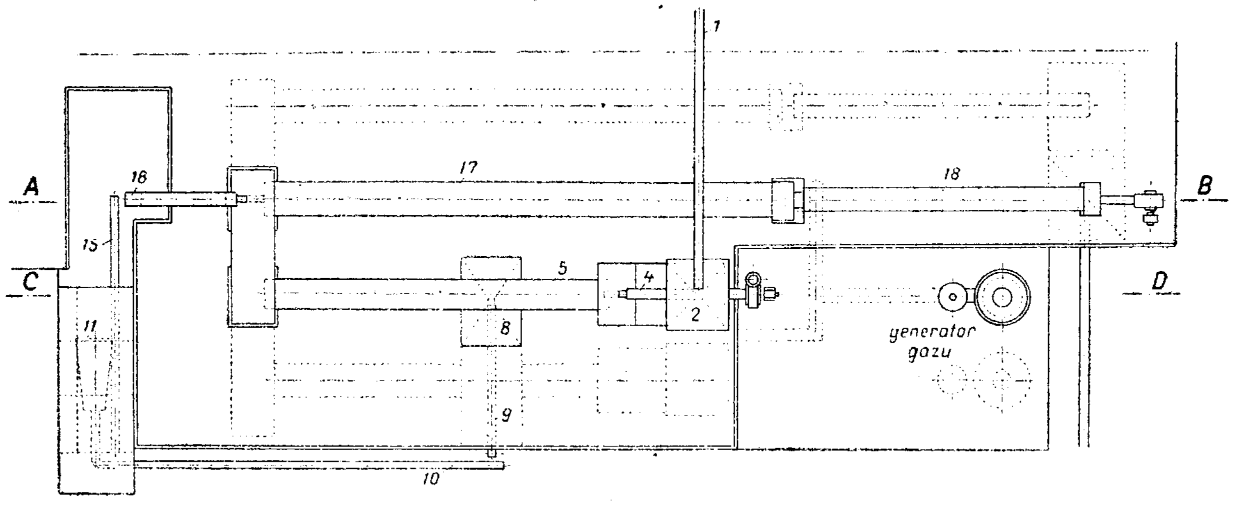


Rys. 3.

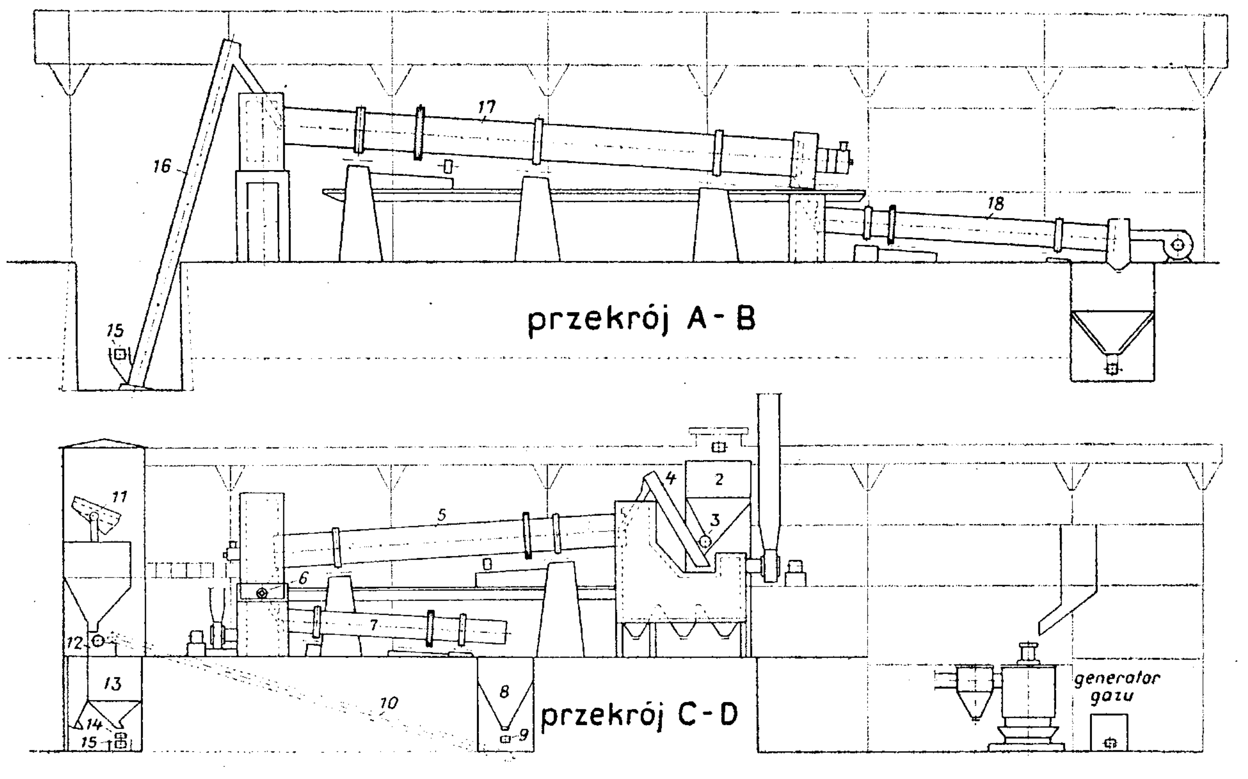
laza, lecz także i nowymi wymaganiami odbiorców co do jakości materiału szamotowego.

Pomysł wprowadzono w życie przez zastosowanie dwustopniowego prażenia w piecach rotacyjnych w 1930 r.

Oddział pieców obrotowych. Na rys. 3 przedstawiliśmy ogólny schemat oddziału pieców obrotowych, łącznie z separacją magnetyczną. Na rys. 4 i 5 — rzut poziomy i przekroje urządzeń. Są 2 zespoły pieców obrotowych, pracujących równolegle i wspólna separacja magnetyczna. Ze względu na brak miejsca drugi zespół (linia kropkowana na rys. 4) został zbudowany po obu stronach zespołu pierwszego (linia ciągła).



Rys. 4.



Rys. 5.

Surowiec o ziarnach 3 — 25 mm transportuje się przy pomocy taśmy gumowej 1 do zbiornika 2, z którego przy pomocy regulowanego walca 3 i podnośnika 4 dostaje się do pieca obrotowego 5, dla wstępnego prażenia w temperaturze 400° C. Nazywamy go piecem V. Ma on średnicę 1,8 m i długość 20 m. Nachylenie 1 : 15, ilość obrotów 1,5 na min. W górnej swej części, tj. od strony wejścia surowca, piec posiada odpowiednio wbudowane wewnątrz przegrody z kawałków blachy na długości 8 m. Celem tych przegród jest stworzenie dobrej wymiany ciepl-

nej na możliwie długiej drodze. Skuteczne działanie tych przegródek objawia się między innymi i tym, że materiał, zanim dochodzi do końca przegródek, jest już ogrzany do 400° C. Dolna część pieca na długości 12 m wyłożona jest cegłą szamotową zasadową na obwodzie wewnętrznym. Surowiec znajduje się w piecu V ± 1 godz. Jest to — jak praktyka wykazała — najlepszy czas prażenia dla wyzyskania magnetycznych własności surowca przy separacji magnetycznej.

Wstępne prażenie odbywa się przy pomocy gazów spalinowych, uchodzących z pieca obrotowego D (17) końcowego prażenia. Wentylator zasysa spaliny; mają one przy wlocie do pieca V temperaturę 400° C, z wentylatora uchodzą gazy o temperaturze 200 — 300° C.

Z pieca V (5) wstępnie prażony łupek dostaje się przez przepust 6 do bębna — chłodzarki 7 o średnicy 1,4 m i długości 13 m z nachyleniem 1 : 18. Wentylator wciąga do bębna zimne powietrze, które służy do chłodzenia wstępnie prażonego surowca. Powietrze ogrzewa się do 110 — 170° C i jest wyrzucane przez cyklon, służący do odpylania powietrza. Ilość obrotów chłodzarki 3 na min.

Materiał, schłodzony do 20 — 30° C, dostaje się ze zbiornika 8 taśmami 9 i 10 do oddziału magnetycznej separacji.

Sita 11 rozdzielają go na 4 frakcje:

1) ziarna 0 — 3 mm — łupek pyłowy V (odpady)
2) ziarna 3 — 7 mm — grysik
3) ziarna 7 — 15 mm — groszek
4) ziarna 15 — 25 mm — orzech

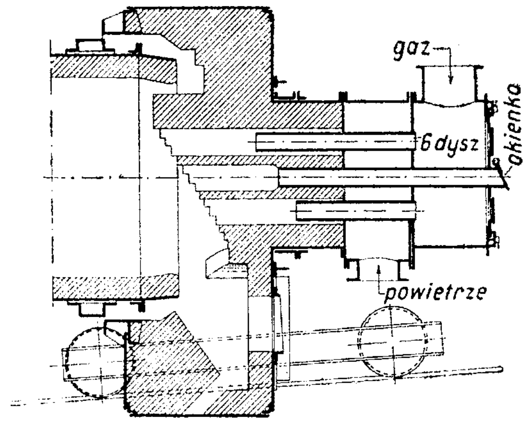
Łupek pyłowy V wyrzuca się na zwał jako produkt na razie nieużyteczny. Natomiast 3 pozostałe frakcje puszcza się na 3 obracające się bębny magnetyczne systemu Kruppa (12). Po wydzieleniu żelaza materiał spada do zbiornika 13, skąd przechodzi przez walec nadawczy 14, taśmą 15 i podnośnikiem 16, do pieca obrotowego D (17) drugiego stopnia prażenia.

Doświadczenie wykazało, że piec obrotowy D daje najlepsze wyniki pod względem wydajności i jakości produktu, gdy ilość grysiku nie przekracza 20%, a ponieważ jest go zawsze więcej, część tej frakcji wydzielamy. Ten, tzw. łupek niedopalony V, znajduje zastosowanie w przemyśle materiałów ogniotrwałych.

Długość bębna obrotowego 17 wynosi 30 m, jego średnica 2 m, ilość obrotów 0,66 na min. Nachylenie 1 : 15. Obwód wewnętrzny jest wyłożony cegłą szamotową.

Piec D (17) opalany jest gazem, otrzymywanym z generatora (rys. 3) o średnicy 2,5 m i wysokości 2,5 m, z rusztem obrotowym. Zużycie węgla dla wytworzenia gazu generatorowego wynosi 180 kg na tonę łupku prażonego.

Na rys. 6 przedstawiliśmy palnik gazowy, dostosowany do pieca D. Temperatura w różnych miejscach pieców kontrolowana jest przez specjalne termoelementy, których wskazania przenoszone są drogą elektryczną do biura ruchu na wykres graficzny. Każdej chwili możemy z biura ruchu kontrolować przebieg procesu prażenia pod względem temperatur.



Rys. 6.

Czas prażenia w piecu D wynosi również ± 1 godz. Temperatura w palenisku 1.500° C, na końcu zaś bębna 900° C.

Materiał wyprażony przechodzi następnie do chłodzarki 18 o długości 17 m i średnicy 1,4 m. Ilość obrotów 3 na min. Wentylator wtłacza do chłodzarki zimne powietrze. Na drugim końcu chłodzarki powietrze jest ogrzane do 200 — 300° C i idzie do spalania gazu generatorowego.

Na rys. 3 bieg materiału wskazany jest linią ciągłą, natomiast ruch spalin linią kreskowaną.

O d d z i a ł p i e c ó w s z y b o w y c h. Druga część materiału surowego, frakcja 25 — 120 mm, praży się w piecach szybowych. Jest ich 29. Jak z rys. 7 wynika, wysokość wynosi 7 m. Średnica otworu na górze 1,4 m, w środku 1,9 m. Pojemność pieca 24 tony. Wydajność pieca 12 — 14 ton łupku prażonego na dobę. Czas prażenia ok. 48 godz. Rozchód węgla 50 kg na tonę łupku prażonego. Temperatura prażenia 1.100° C. Po obu stronach na zewnątrz znajdują się paleniska z rusztami schodkowymi. Materiałem opałowym jest węgiel. Materiał prażony styka się tylko z gazami spalinowymi. Na wysokości 3 i 5 m każdy piec ma otwory pomocnicze, które służą do tego, by w razie spieczenia się materiału prażonego, można było go porozbijać i rozruszać. Otwory te są zamykane płytami szamotowymi.

Łupek prażony z pieców szybowych kieruje się na sita potrząsalne, które dzielą go na 3 frakcje:

1) ziarna 40 — 120 mm
2) ziarna 15 — 40 mm
3) ziarna 0 — 15 mm

Frakcja 15 — 40 mm ulega kruszeniu w młynie kulowym na ziarna poniżej 15 mm. W rezultacie otrzymujemy 2 sortymenty: 40 — 120 mm i 0 — 15 mm.

Ziarna 40 — 120 mm nie podlegają magnetycznej separacji. Skierowuje się je na taśmę sortowniczą o 1 m szerokości i 20 m długości. Na niej odbywa się sortowanie ręczne: niedopalony łupek niebieski kieruje się z powrotem do pieców szybowych, żółty i brunatny zaś, zawierające dużo żelaza (3 — 6%), wyrzuca się obecnie na zwał. Prócz tego wybiera się ręcznie najlepsze kawałki, jako łupek ekstra o najwyższej jakości.

Cała reszta z taśmy stanowi produkt sprzedażny, jako tzw. łupek gruby palony.

Wreszcie sortyment 0 — 15 mm dzieli się przy pomocy sit na 4 części:

1) ziarna 0 — 0,5 mm
2) ziarna 0,5 — 6 mm
3) ziarna 6 — 11 mm
4) ziarna 11 — 15 mm

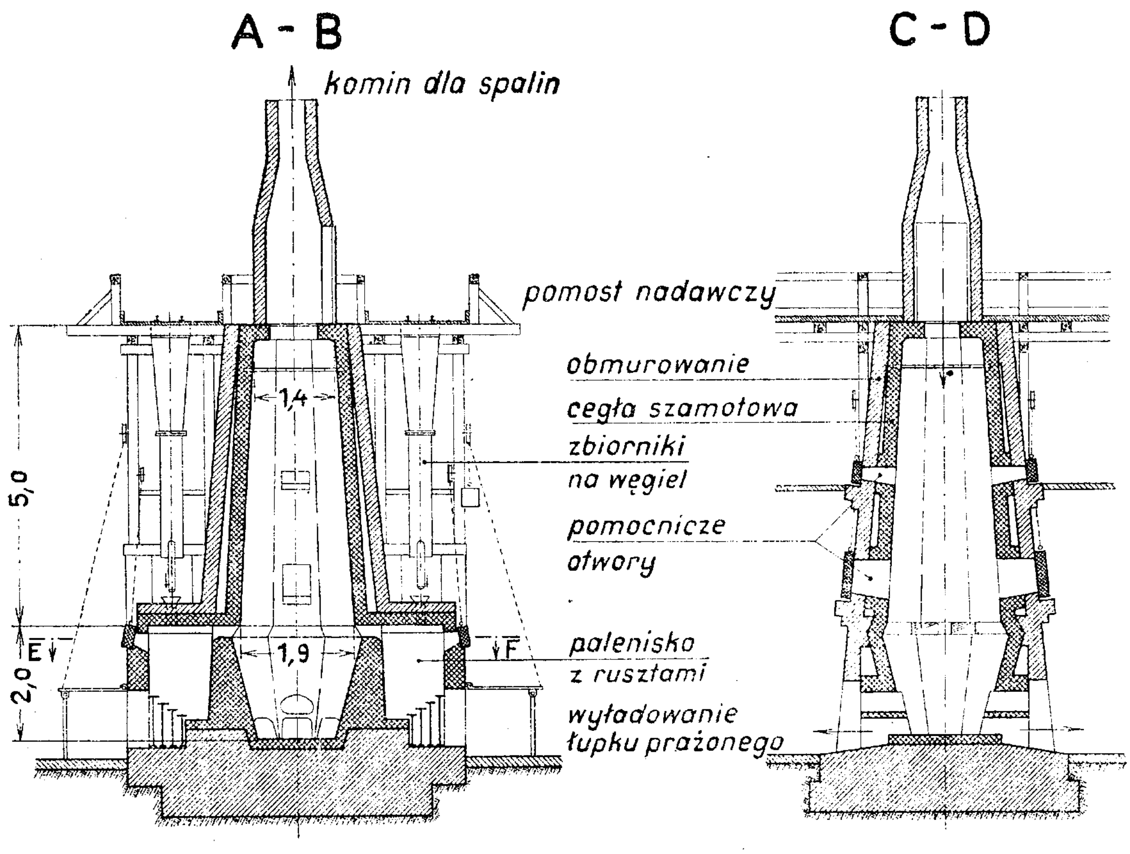
Pierwsza frakcja stanowi już produkt sprzedażny, jako tzw. łupek pyłowy.

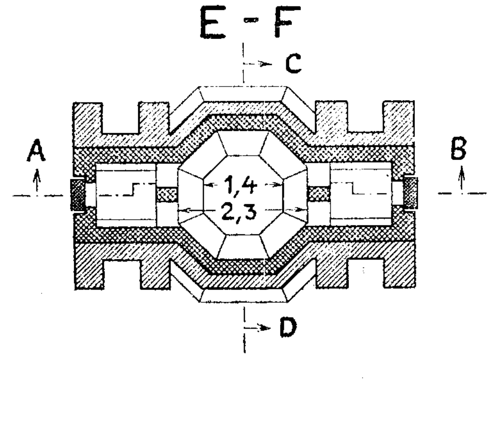
Trzy następne frakcje przepuszcza się jeszcze przez separatory magnetyczne Kruppa. W rezultacie otrzymujemy 2 końcowe produkty:

specjalny grysik — (0,5 — 6 mm)
specjalny groszek — (6 — 15 mm)

Przy odpylaniu oddziału pieców szybowych otrzymujemy ponadto tzw. łupek puder o ziarnach 0 — 0,2 mm. Pył ten pod nazwą pyłu kamiennego ma zastosowanie w kopalniach węgla dla opylania wyrobisk.

Wyniki prażenia łupku. Przy 800 tonach dziennego wydobycia łupku surowego możemy otrzymać produkty podane na tabl. II.





Rys. 7.
Prążalnia łupku. Piec szybowy.

Jeżeli chodzi o analizę chemiczną surowca i produktów sprzedażnych, przedstawia się ona jak na tabl. III.

Zawartość żelaza w surowcu podano w maksymalnej ilości. Często jest go tylko 1,5%. Produktem o najwyższej jakości jest łupek palo-

Tablica II.

	Ton	%
I. Sprzedażne.		
a) **Z pieców obrotowych.**		
1. Łupek palony D (3—25 mm)	119	14,87
2. Łupek niedopalony V (3—7 mm)	25	3,12
b) **Z pieców szybowych bez magnetycznej separacji.**		
3. Łupek gruby palony (40—120 mm)	130	16,20
4. Łupek ekstra (40—120 mm)	3	0,38
5. Łupek pyłowy (0—0,5 mm)	5	0,63
6. Łupek puder (0—0,2 mm)	2,5	0,31
Z magnetyczną separacją.		
7. Specjalny grysik (0,5—6mm)	48	6,00
8. Specjalny groszek (6—15 mm)	101,5	12,69
Razem	434	54,20
II. Odpady.		
c) **W sortowni łupku surowego**		
9. Frakcja surowa (0—3mm)	83	} 12,4
10. Z sortowania ręcznego kawały	16	
d) **W piecach obrotowych.**		
11. Odpady pyłowe V (0—3 mm)	26	3,3
12. Odpady pomagnetyczne (3—15 mm)	50	6,3
13. Straty żarzenia w piecach V	16,1	2,0
14. Łupek pyłowy V (0—12 mm) (z komór pyłowych V)	13,8	1,7
15. Odpady pyłowe z pieców D	2,0	0,3
16. Straty żarzenia w piecach D	31,1	3,9
e) **W piecach szybowych.**		
17. Straty żarzenia	83,2	10,4
18. Odpady pomagnetyczne	10,8	1,50
19. Odpady z sortowania ręcznego	34,0	4,20
Razem	366,0	45,8

Uwaga. Wsad surowca do pieców obrotowych przyjęto w ilości 283 ton, natomiast w piecach szybowych 418 ton. Stopień wyzyskania surowca w piecach obrotowych wynosi 51%, w piecach szybowych 72,4%.

Tablica III.

	Łupek surowy	Łupek palony D	Łupek palony gruby	Specjalny grysik	Specjalny groszek
Straty żarzenia	18,64	1,3	0,8	0,9	0,9
SiO_2	38,58	50,0	49,0	49,5	49,6
Al_2O_3	36,08	47,0	46,5	46,5	46,8
Fe_2O_3	5,54	0,8 – 1,2	2,3	1,4	1,4
Ca O	0,21	0,2	0,35	0,8	0,4
Mg O	0,36	0,2	0,40	0,4	0,4
$K_2O + Na_2O$	0.41	—	—	—	—
Stożek Segera	31/32	35/35	34/35	35/36	35/36

ny D, ponieważ zawiera najwięcej tlenku glinu, bo aż 47%, a najmniej żelaza, gdyż zaledwie 0,8 — 1,2%.

Rezultaty takie dały się osiągnąć jedynie tylko przez zastosowanie dwustopniowego prażenia w piecach obrotowych. Doskonałe własności posiada również specjalny grysik i specjalny groszek; tlenku żelaza w nich jest zaledwie 1,4%.

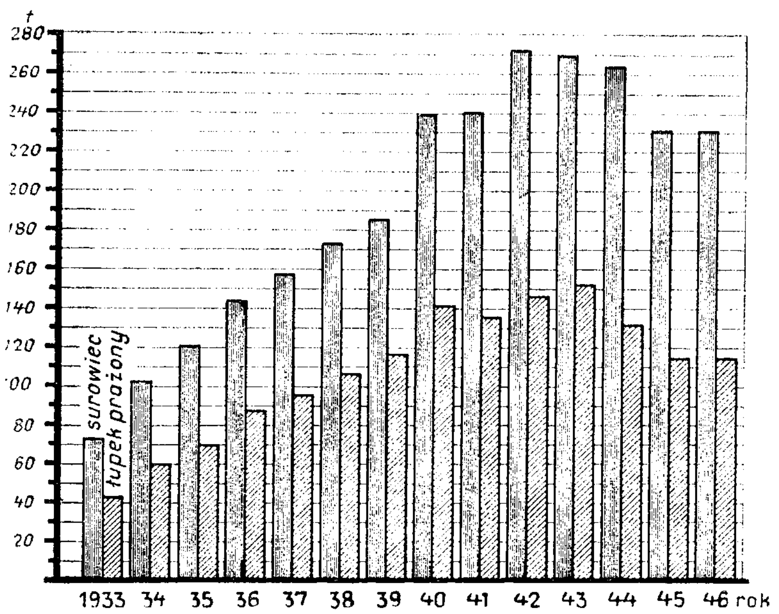
Znaczenie gospodarcze łupku z Nowej Rudy. Na rys. 8 przedstawiliśmy w sposób graficzny produkcję łupku surowego (pola zakreskowane) i łupku prażonego (pola białe) od 1933 r. do 1946 r. włącznie. Olbrzymi wzrost produkcji ma swą wymowę. Przez wprowadzenie dwustopniowego prażenia uzyskano najcenniejszy produkt pod postacią łupku palonego D.

Ten materiał szamotowy posiada najwyższą jakość. Nic więc dziwnego, że zapotrzebowanie jego z każdym rokiem silnie wzrastało, przede wszystkim w przemyśle żelaza i stali zachodnich Niemiec, a poza tym w różnych krajach europejskich. Co do ilości produkowanego materiału szamotowego Nowa Ruda zajmuje pierwsze miejsce w Europie.

W 1940 r. wyprodukowano łupku prażonego:
W Nowej Rudzie.
Z pieców obrotowych i szybowych 141.000t.
W Czechosłowacji z różnych kopalń.
Z pieców szybowych 80.000 t.
Prócz tego wyprodukowano jeszcze 30.000 ton, były to wszakże materiały o znacznie niższej jakości i wartości.

Liczby te mówią same za siebie, podkreślając znaczenie łupku z Nowej Rudy.

Przed wojną Niemcy najwięcej zużywały łupku z Nowej Rudy. Poza tym sprowadzały łupek z Czechosłowacji i Szwecji. Przedstawia to tablica IV. Widzimy wielki wzrost zapotrzebowania łupku z Nowej Rudy w Niemczech, a to w związku z silnym rozwojem produkcji żelaza i stali w tym czasie.



Rys. 8.

Nowa Ruda, produkcja łupku surowego i prażonego na sprzedaż.

Polska sprowadzała przed wojną prażonego łupku noworudzkiego 4.000 — 6.000 ton rocznie. Obecnie produkujemy w Nowej Rudzie ok. 6.000 ton łupku prażonego miesięcznie. Warunki techniczne są tego rodzaju, że moglibyśmy zwiększyć produkcję do 10.000 ton miesięcznie. Chodziłoby jedynie tylko o zwiększenie eksportu.

Tablica IV.

Rok	Łupek z Nowej Rudy do Niemiec ton	Łupek z Nowej Rudy na eksport ton	Sprowadzono do Niemiec z Czechosłowacji ton	Sprowadzono do Niemiec ze Szwecji ton
1933	31 465	13 660	10 441	10 438
1934	45 419	15 317	17 942	11 858
1935	53 977	14 296	10 773	11 722
1936	68 544	20 006	14 198	11 375
1937	84 223	14 099	19 044	10 574
1938	88 551	18 288	?	?

Od stycznia do maja br. włącznie Polska wyprodukowała wyrobów szamotowych 41.970 ton, a więc ponad 8.000 ton miesięcznie. Trzyletni plan gospodarczy przewiduje podniesienie produkcji wyrobów szamotowych do 15.800 ton miesięcznie (pod koniec okresu trzyletniego). Łupku prażonego z Nowej Rudy — nawet przy tak wysokiej produkcji wyrobów szamotowych — wystarczyłoby nie tylko na całkowite pokrycie zapotrzebowania kraju, ale jeszcze ok. 50% pozostałoby na eksport. Należy pamiętać, że noworudzkiego materiału szamotowego wolno używać jedynie tylko do wyrobów o najwyższej jakości, w przeciwnym bowiem razie marnotrawionoby go bez potrzeby. O znaczeniu eksportu dla nas zbyteczną jest rzeczą wspominać. Różne kraje europejskie mają duże zainteresowanie, jeżeli chodzi o łupek z Nowej Rudy. Przed wojną niemal wszystkie kraje europejskie sprowadzały go po kilka tysięcy ton rocznie. Chętnie też czyniłyby to i obecnie.

MARIAN PECKA
C. Z. P. H

Gospodarka gazowa w hutnictwie.

Hutnictwo nasze produkuje i zużywa na wielką skalę 3 rodzaje gazów: wielkopiecowy, koksowy i czadnicowy, a ponadto zużywa poważne ilości gazu ziemnego. Gazy te, stanowiące jedno z głównych źródeł energii, mają wielkie znaczenie w gospodarce hutniczej. Używane są jako doskonałe paliwo w różnych gałęziach naszego przemysłu, zwłaszcza tam, gdzie wymagana jest stała i równomierna temperatura, tudzież czystość płomienia. Gazy są najekonomiczniejszym paliwem, gdyż ciepło spalania można wykorzystać do 90% a nawet do 95%. Mają także przewagę nad innymi paliwami ze względu na większą łatwość stosowania, prostszą obsługę i znaczniejszą trwałość palenisk, co pociąga za sobą obniżenie kosztów ruchu i napraw. Ważną ich zaletą jest również higieniczność w stosunku do palenisk węglowych i polepszenie warunków pracy dla robotników. Obszerniej omówimy 2 główne rodzaje gazów, używanych w hutnictwie: gaz wielkopiecowy i gaz koksowy.

Gaz wielkopiecowy. Wartość opałowa tego gazu waha się w granicach od 800 do 1.200 kcal/Nm³. Średnia ilość gazu, przypadająca na 1 t koksu, zużytego w wielkim piecu, wynosi ok. 4.000 m³. Gaz wielkopiecowy — z uwagi na stosunkowo niską wartość opałową — używany jest przeważnie na miejscu produkcji. Uzyskuje się go w hutach: „Pokój", „Bobrek", „Florian", „Kościuszko", „Huta Bankowa", „Katarzyna", „Częstochowa" i „Ostrowiec". Łączna produkcja gazu wielkopiecowego owych hut wyniosła w 1946 r. ok. 3,5 miliarda Nm³. Ilość tego gazu, przeliczona na energię elektryczną, odpowiada ok. 4 miliardom kWh. Głównymi konsumentami gazu wielkopiecowego są własne potrzeby wielkiego pieca (ok. 40%), do których należą nagrzewnice, spiekalnie i kotłownie. Drugim z kolei co do wielkości zużycia odbiorcą są kotłownie nie związane z wielkimi piecami, których zużycie sięga 36%. Następnie — walcownie i koksownie, które pobierają od 5% do 9%. Stalownie zużywają od 0,5% do 16%. Straty gazu wielkopiecowego wahają się w granicach od 12% do 16%. Zależą one od różnych czynników, jak przeszkody w ruchu, nierównomierny bieg wielkich pieców oraz zaburzenia w działaniu urządzeń oczyszczających. Wykres Sankeya (rys. 1) daje obraz rocznej gospodarki gazem wielkopiecowym w hutnictwie. Dla ilustracji przebiegu produkcji przyjęto miesiąc styczeń. Następne miesiące roku uwidocznione są w postaci słupków, jako przedłużenie stycznia. Jak wskazują liczby u góry wykresu, produkcja wzrasta do połowy roku, po czym maleje wskutek zatrzymania wielkich pieców w hutach „Zawiercie" i „Ostrowiec". Dolna połowa wykresu przedstawia produkcję gazu hut, posiadających wielkie piece, natomiast górna część wykresu obrazuje zużycie wg poszczególnych odbiorców. Huta „Częstochowa" uruchomiła wielki piec dopiero w marcu, co na wykresie jest uwidocznione. W związku z planem 3-letnim przewiduje się wzrost wytwórczości gazu wielkopiecowego równolegle do produkcji surówki.

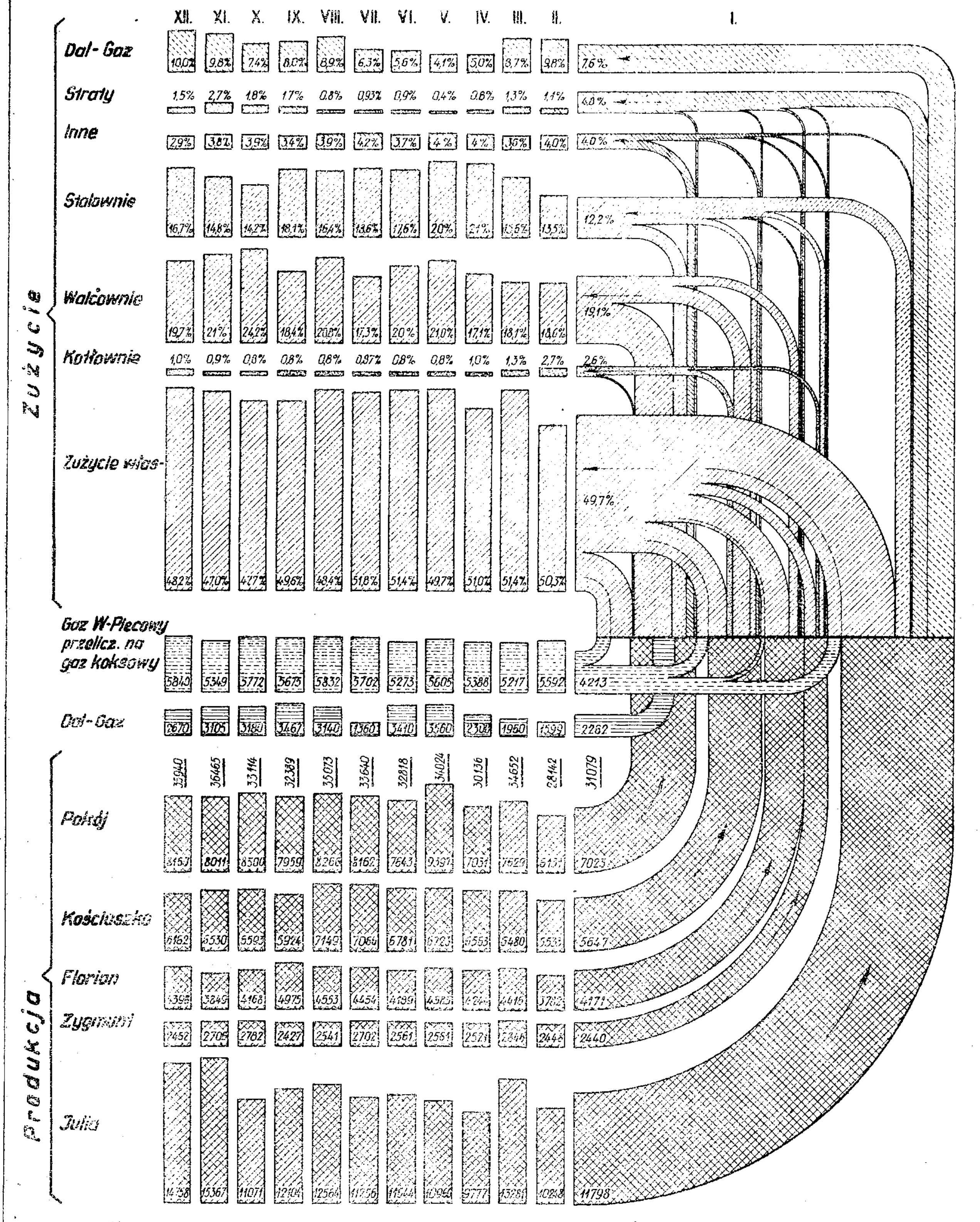
Gaz koksowy. Najcenniejszym gazem, produkowanym na Górnym Śląsku, jest gaz koksowy, o wartości opałowej 4-krotnie wyższej od gazu wielkopiecowego, wynoszącej ok. 4.000 kcal/Nm³. Wytwarzany jest on w koksowniach które pewną część gazu zużywają dla własnych potrzeb, reszta zaś pozostaje do dyspozycji zakładu, przy którym położona jest koksownia lub może być przesyłany rurociągami gazowymi na duże odległości. Łączna produkcja gazu koksowego koksowni hutniczych wyniosła w 1946 r. ok. 400 milionów Nm³. Poniżej podajemy zestawienie tych koksowni tudzież średnie miesięczne produkcji gazu koksowego w 1946 r.

Huta „Bobrek"	12.000.000	Nm³/mies.
„ „Pokój"	7.800.000	„
„ „Kościuszko"	6.400.000	„
„ „Florian"	4.300.000	„
„ „Zygmunt"	2.600.000	„
Razem	33.100.000	Nm³/mies.

Z wymienionych wyżej koksowni jedynie huta „Bobrek" posiada taki nadmiar gazu koksowego, że może go oddawać na zewnątrz, do rurociągów dalekosiężnych sieci „Dalgazu", należących do Zjednoczenia Przemysłu Koksowniczego. Wykres Sankeya (rys. 2) o podobnym układzie jak dla gazu wielkopiecowego, przedstawia gospodarkę gazem koksowym w 1946 r. Jak widać z wykresu gaz ten ma 4 główne zastosowania, a mianowicie do opalania własnych pieców koksowniczych, w kotłowniach, walcowniach i stalowniach. W dolnej części wykresu, obok produkcji właściwej, dołączono szereg słupków, oznaczonych jako gaz wielkopiecowy, przeliczony na gaz koksowy, a to w tym celu, aby można było zamknąć bilans cieplny. Gaz wielkopiecowy b. chętnie używany jest do opalania komór koksowni, aby w ten sposób można było zwolnić o wiele cenniejszy gaz koksowy. Dzięki temu ilość gazu koksowego, którą koksownia może oddać na zewnątrz, zależy nieraz więcej od dobrego ruchu wielkich pieców niż od samej koksowni. Szczegółowe zapoznanie się z wykresem Sankeya da całkiem dokładny obraz gospodarki gazem koksowym na 5 hutach, posiadających koksownie.

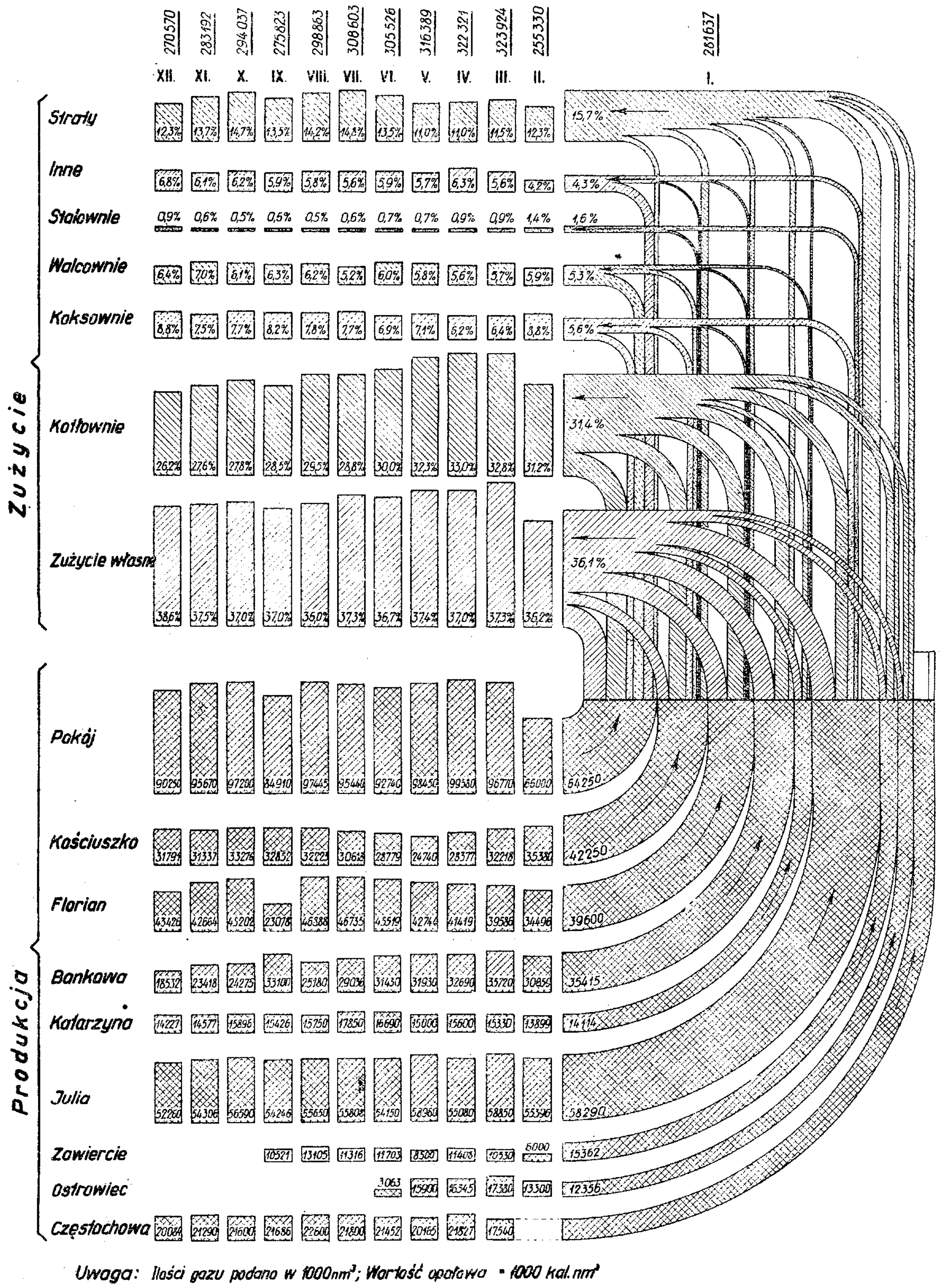
Osobne zagadnienie stanowi sieć rurociągów „Dalgazu", która obejmuje dziś 2 obszary, nie związane z sobą: Górny i Dolny Śląsk. Zajmiemy się bliżej siecią górnośląską, gdyż tu koncentruje się przemysł hutniczy.

Roczna produkcja gazu koksowego i zużycie na poszczeg. wydziałach 1946



Uwaga: Ilości gazu podano w 1000 nm³; Wartość opałowa Wd = 4000 kal/nm³

Roczna produkcja gazu w-piecowego
i zużycie na poszczeg. wydziałach 1946



Uwaga: Ilości gazu podano w $1000 nm^3$; Wartość opałowa = 1000 kal. nm^3

Analogicznie do hutniczych przedsiębiorstw państwowych również ich Generalna Dyrekcja, Czechosłowackie Huty, posiada 4 Wydziały pod kierownictwem Dyrektorów (niektórzy z nich są równocześnie zastępcami Generalnego Dyrektora). Na czele całej centrali stoi Generalny Dyrektor.

W czechosłowackim przemyśle hutniczym Generalna Dyrekcja spełnia jeszcze inne ważne zadanie w ramach załatwiania wspólnych spraw, dotyczących podległych jej przedsiębiorstw państwowych, a mianowicie zajmuje się sprzedażą większości wyrobów hutniczych oraz zakupem niektórych surowców dla hut. Również w przeszłości wyroby różnych hut żelaza sprzedawane były w większości wypadków wspólnie, zwłaszcza za pośrednictwem różnych organizacji kartelowych. Obecnie co prawda, powody, które dawniej były przyczyną łączenia się hut żelaza, odpadły, powstała jednak nowa okoliczność, przemawiająca za wspólną sprzedażą wyrobów hutniczych: jeżeli chodzi o takie same wyroby różnych zakładów (hutniczych), należących do tego samego właściciela (państwa), celowe jest, aby sprzedaż odbywała się wspólnie. Podobnie ma się rzecz z zakupem. Sprzedaż i zakup załatwiane są przez Generalną Dyrekcję hut przy pomocy specjalnych, samodzielnych Oddziałów, podległych Wydziałowi handlowemu. Powstały w ten sposób przy Czechosłowackich Hutach: biuro sprzedaży „Strużel" dla wewnętrznego zbytu surówki, stali, materiału walcowanego i rur, biuro sprzedaży „Helika" dla zbytu wewnętrznego śrub, drutu, gwoździ, wyrobów plecionych z drutu i srebrzanki, biuro sprzedaży „Runa" dla zbytu wewnętrznego metali kolorowych oraz biuro sprzedaży „Perromet" dla eksportu wszystkich materiałów, podanych wyżej. Poza tym biuro sprzedaży „Ferra" zajmuje się wewnętrznym magazynowaniem wszystkich wyrobów. Oddział „Sběr" prowadzi zakup złomu.

Dla wypełnienia zadań w ramach wspólnych zamierzeń utworzono — podobnie jak biura sprzedaży — 2 dalsze samodzielne Oddziały, a mianowicie: Instytut Badawczy żelaza i stali oraz Instytut Badawczy dla innych metali. Ich celem jest, jak wynika z nazwy, przeprowadzanie badań. Podległe są Wydziałowi technicznemu centrali.

Podana wyżej organizacja, gdzie Generalna Dyrekcja wykonywa — prócz swej funkcji kierowniczej i kontrolnej—również niektóre wspólne zadania wszystkich podległych przedsiębiorstw, jest wg. naszego zdania nadzwyczaj korzystna. Nie tylko z tego względu, że umożliwia organom centralnym pokrywanie swych wydatków ze swej działalności handlowej, lecz przede wszystkim dlatego — i na to musimy zwrócić specjalną uwagę — że Generalna Dyrekcja pozostaje organem żywym, będącym w stałym i bliskim kontakcie z przedsiębiorstwami i ściśle złączonym z ich działalnością handlową tudzież techniczną. Broni ją to od zbiurokratyzowania, które jest zawsze groźnym niebezpieczeństwem dla organów nadrzędnych, zwłaszcza gdy chodzi o przedsiębiorstwa, nie mające w kraju konkurencji.

Tak wygląda w głównych zarysach organizacja czechosłowackich przedsiębiorstw hutniczych. Nie ulega wątpliwości, iż nie wszystko jest jeszcze idealne, lecz blisko 2-letnie doświadczenie wykazało, że powyższe zasady organizacyjne zdały egzamin i że można opierać na nich dalszy rozwój silnego i nowoczesnego państwowego przemysłu hutniczego.

FLORIAN ŚPIEWAK
Instytut Naukowo-Badawczy Przemysłu Węglowego

Czynnik uwagi jako warunek pracy i bezpieczeństwa.

Analiza wypadków w górnictwie, hutnictwie, na kolejach żelaznych a zwłaszcza przy obsługiwaniu wszelkiego rodzaju maszyn i urządzeń mechanicznych, wykazuje, że jednym z najczęstszych powodów nieszczęśliwych wypadków jest nieuwaga. W raportach i w opisach wypadków spotykamy często takie słowo jak: „roztargnienie", „nieuwaga", „zamyślenie", „nieostrożność" itp. Wszystkie one odnoszą się do jednego i tego samego problemu, do problemu uwagi. Zastanówmy się nad tym, czym jest uwaga i dlaczego jest ona jednym z podstawowych warunków pracy i bezpieczeństwa.

Wrażenia, które odbieramy przy pomocy naszych zmysłów: wzroku, słuchu, dotyku, smaku, powonienia oraz tzw. wrażenia kinaestetyczne i równowagi, przekazywane są przez system nerwowy do odpowiednich ośrodków wzrokowych, słuchowych, czuciowych, smakowych, powonienia i ruchowych w naszej korze mózgowej. Wrażenia te są materiałem, z którego powstają nasze myśli. Na nich opiera się praca naszej świadomości. Psycholog amerykański James mówi, że dopóki człowiek jest w stanie świadomości, przez umysł nasz przepływa stale, bez przerwy, prąd myśli, podobny do prądu rzeki. Z wielu z tych wrażeń, które otrzymujemy, zdajemy sobie sprawę jasno, widzimy je, słyszymy lub odczuwamy wyraźnie, możemy je opisać z najdrobniejszymi szczegółami. Inne są niewyraźne, niejasne. Mówimy wówczas, że pewne przedmioty, które widzimy lub pewne głosy, które słyszymy, znajdują się w ognisku naszej świadomości, inne zaś są poza ogniskiem świadomości. W każdej chwili jednak możemy elementy naszych wrażeń, które były poza ogniskiem świadomości, wprowadzić do ogniska

świadomości. Wtedy widzimy je jasno i wyraźnie, ale równocześnie poprzednie nasze wrażenia, które były w ognisku świadomości, ustępują na dalszy plan, zaciera się ich jasność i wyrazistość. Tego rodzaju zmiana odbywa się ciągle w naszej świadomości. Jedne wrażenia napływają do naszej świadomości, przechodzą przez nią, znikają, a na ich miejsce przychodzą wciąż nowe. Uwagę więc moglibyśmy określić jako naszą dyspozycję lub zdolność psychiczną, polegającą na skupieniu naszej świadomości na pewnym przedmiocie na pewien okres czasu. Mówimy wtedy, że człowiek jest „w stanie uwagi". Umysł nasz sam wybiera spośród całej masy wrażeń te elementy, które wydają się nam najważniejsze lub które silniej działają na nasze organa zmysłowe. To skupienie uwagi na jednym przedmiocie, czyli wyselekcjonowanie jednego przedmiotu, jednego elementu i umieszczenie go w ognisku świadomości, jest p o d s t a w o w y m w a r u n k i e m wszelkiej pracy świadomej, bez względu na to, czy będzie to nauka w szkole, praca w biurze, jazda samochodem czy obsługiwnie jakiejś maszyny lub urządzeń mechanicznych. Jest to również podstawowy warunek bezpieczeństwa pracy, zwłaszcza w zawodach, wymagających dużej koncentracji uwagi na jednym elemencie naszej pracy, szybkości przenoszenia ogniska świadmości z jednego przedmiotu na drugi.

Niektóre zawody, a w szczególności kierowanie pojazdami mechanicznymi, obsługiwanie skomplikowanych maszyn i urządzeń mechanicznych, wymagają specjalnych zdolności, które przez psychologię były określane do niedawna jako podzielność uwagi. Polega to na umiejętności wykonywania 2 lub więcej czynności równocześnie, z jednakową dokładnością. Jest to zagadnienie szczególnie ważne dzisiaj, gdy postęp w mechanizacji wielkich zakładów przemysłowych wymaga dużej sprawności psychofizycznej od pracownika, który byłby zdolny do obsługiwania równocześnie różnych elementów, b. nieraz skomplikowanych mechanizmów. W świetle ostatnich badań eksperymentalnych, jak to słusznie wskazuje w swej pracy prof. Drever, podzielność uwagi nie istnieje. Zgodnie z tym, cośmy poprzednio powiedzieli, w ognisku świadomości może być tylko jeden element, na którym uwaga nasza może być bez reszty skoncentrowana. Gdyby podzielność uwagi istniała, jak to dotąd starano się wykazać, również świadomość nasza musiałaby ulegać rozdwojeniu. Rozdwojenie świadomości w normalnych warunkach jest niemożliwe, a jeżeli tego rodzaju zjawiska zachodzą, zalicza się je już do schorzeń psycho-patologicznych. A jednak, mimo wszystko, wiemy przecież, że są osoby, które potrafią prawie równocześnie wykonywać 2 lub więcej czynności i świetnie obsługują najbardziej skomplikowane urządzenia mechaniczne. Ostatnie badania doświadczalne dają nam następujące wyjaśnienie tego zjawiska: **wykonywanie wszelkich czynności,** w których współdziała świadomość, nie polega na podzielności uwagi, lecz na wyjątkowej zdolności szybkiego przenoszenia ogniska świadomości z jednego przedmiotu na drugi, tak że często wydaje się nam, iż dane czynności wykonywamy równocześnie. We wszystkich innych wypadkach, wykonywanie 2 czynności równocześnie jest możliwe tylko wówczas, gdy jedna z nich jest świadoma, a druga zmechanizowana do tego stopnia, że nie wymaga udziału naszej świadomości.

Doniosłe znaczenie posiada zagadnienie tzw. zakłócenia uwagi pracownika przez czynniki zewnętrzne. W tym leży główna przyczyna wszystkich wypadków, złego wykonywania pracy i niemożności pracownika skoncentrowania uwagi na przedmiocie jego pracy.

Skutki działania czynników, zakłócających uwagę, są różne, w zależności od jednostek i od ich struktury psychicznej. Dla wielu ludzi jest rzeczą niemożliwą przyzwyczajenie się do hałaśliwego otoczenia. Najmniejszy hałas, ruch maszyn, rozmowy, krzyk, ruch uliczny, rozpraszają ich uwagę. Są wszakże osoby, dla których zakłócenia w otoczeniu są czynnikiem, pobudzającym do pracy. Idealna cisza wpływa na nich ujemnie. Pracują lepiej i wydajniej, gdy w otoczeniu ich jest hałas. Jednakże, jak wykazały ostatnie badania, na pokonanie tych czynników zakłócających ich uwagę, zużywają oni dodatkowe zapasy energii, ulegając w rezultacie szybciej zmęczeniu psychicznemu i fizycznemu. Jeżeli czynniki, zakłócające uwagę, działają stale, bez przerwy, wówczas następuje tzw. przystosowanie się organizmu do warunków pracy, do otoczenia. Zjawisko tego rodzaju organizmu zaobserwować można m. in. w pracy górników przy rynnach potrzasalnych, przy świdrach, w sortowniach, gdzie hałas jest duży i stały itp.

Jakie zatem wnioski praktyczne należy wysnuć z naszych rozważań?

Aby człowiek był zdolny do należytego wykonywania swej pracy, musi on skupić uwagę na przedmiocie swej pracy. Do tego potrzebne są następujące warunki, które możemy podzielić na 2 kategorie: warunki subiektywne, tkwiące w samym pracowniku, oraz warunki obiektywne, zależne od otoczenia, w którym wykonywana jest praca. Do pierwszych należą: 1) zainteresowanie jednostki pracą, przez nią wykonywaną: im większe zainteresowanie przedmiotem, tym większa i łatwiejsza koncentracja uwagi, 2) wrodzone zdolności specjalne i specjalne dyspozycje psychiczne jednostki do pewnego rodzaju prac, 3) tendencje, nabyte przez doświadczenie, wykształcenie i pracę zawodową, 4) samopoczucie i nastrój psychiczny pracownika w danej chwili, 5) stan zdrowia, 6) stosunki rodzinne tudzież osobiste troski i zmartwienia, które mogą odwracać uwagę pracownika w innym kierunku.

Do czynników obiektywnych należą wszystkie bodźce, działające w bezpośrednim otocze-

niu, a więc: głośny krzyk, hałas, silne światło, barwne kolory, silne zapachy. Silne bodźce zewnętrzne potrafią odwrócić uwagę pracownika od przedmiotu jego pracy nawet wbrew jego woli.

Z przedstawionej tu analizy wynika jasno jak ważną rolę odgrywa czynnik uwagi w pracy. Decyduje on w dużym stopniu o przydatności jednostki do zawodu, o wydajności pracy oraz jej dokładności i bezpieczeństwie.

EUGENIUSZ CZECHOWICZ
Centrala Złomu

Zagadnienie złomu w przemyśle hutniczym.

Nie będzie przesady w twierdzeniu, że sprawa złomu i zaopatrzenie naszego hutnictwa w ten, tak b. ważny surowiec, nie budziła w ciągu pierwszych 2 lat po zakończeniu drugiej wojny światowej i ponownym odzyskaniu naszej niepodległości, takiego zainteresowania, na jakie zasługuje. Nic w tym dziwnego, jeśli się zważy ogrom zadań i zagadnień, jakie stanęły przed tymi, którym powstające na nowo do życia Państwo Polskie powierzyło dokonanie wielkiego dzieła odbudowy naszego hutnictwa.

Na pierwszy plan w tym początkowym okresie wysunęły się siłą rzeczy i górowały nad innymi problemy techniczne i organizacyjne jak najszybszego uruchomienia zakładów hutniczych. Zaopatrzenie w złom nie przedstawiało w ogóle żadnego „problemu“, gdyż w stosunku do zapotrzebowania było go wszędzie aż nadto dosyć i to w stanie łatwo uchwytnym, tak że — poza kwestią transportu — sprawa nie nastręczała poważniejszych trudności. Stan ten był wszakże jedynie tylko etapem przejściowym i dziś, po $2^{1/2}$ latach wzmożonej pracy hutnictwa, zagadnienie zaopatrzenia złomowego nabrało znów znaczenia jednego z najkapitalniejszych problemów, od którego rozwiązania w niemałym stopniu zależy wykonanie 3-letniego planu produkcyjnego hutnictwa.

Jak wiadomo, złom stanowi — obok rudy i koksu — najważniejszy masowy surowiec, używany w hutnictwie. Przede wszystkim w dużych ilościach potrzebny jest jako wsad do pieców martenowskich w stalowniach, w których stosowany jest w proporcji ok. 650 kg na wyrób 1 tony stali, czyli ok. 55% wsadu. Poza tym używa się go też jako materiału wsadowego w wielkich piecach, w ilości od kilku do kilkunastu % wsadu (średnio ok. 10%), wreszcie — jako materiału wsadowego do pieców elektrycznych.

Na podstawie przewidywanego w 3-letnim planie gospodarczym wzrostu produkcji surówki i stali można obliczyć zużycie złomu w tym okresie jak na tabl. I.

W porównaniu z liczbami z czasów przedwojennych nastąpił, wraz ze wzmożoną produkcją wielkich pieców i stalowni, również i znaczny wzrost zapotrzebowania na złom, całkowite bowiem zużycie złomu w hutnictwie żelaznym wynosiło w 1936 r. ok. 800 tys. ton, w 1937 r. ok. 1.020 tys. ton, w 1938 r. ok. 1.030 tys. ton.

Z uwagi na specyficzny rozwój sytuacji na rynku złomu urasta problem zaopatrzenia hutnictwa w niezbędne dlań ilości złomu do rozmiarów jednego z najpoważniejszych zadań, jakie hutnictwo ma do rozwiązania nie tylko w ciągu bieżącego już okresu 3-letniego planu gospodarczego, lecz również i w dalszej przyszłości, gdyż sytuacja ta — w porównaniu z okresem przedwojennym — uległa b. wielkim przemianom.

Tablica I.

Rok	Przewidywana produkcja		Prewidywane zużycie złomu	
	surówki	stali	wielkopiecowego	martenowskiego
	w tysiącach ton		w tysiącach ton	
1947	800	1.400	80	910
1948	1.200	1.750	120	1.140
1949	2.300	2.000	130	1.300

Uwaga. Faktyczne zużycie złomu marionowskiego w 1947 r. będzie wynosiło — wobec przekroczenia planowanych norm — ponad 1 milion ton.

W okresie przedwojennym cały szereg państw, posiadających własny przemysł hutniczy, był w zakresie złomu samowystarczalny, a nawet występował na międzynarodowym rynku jako eksporter swych nadwyżek złomowych. Przodowały w tej mierze Stany Zjednoczone A. P., które np. w 1938 r. wyeksportowały ok. 2.800 tys. ton złomu. Do państw, wywożących złom — aczkolwiek już w o wiele mniejszych ilościach — należały wówczas także Anglia, Belgia, Holandia, Francja, Niemcy, Dania, Norwegia i in. Z drugiej strony był szereg państw - producentów żelaza i stali, ubogich we własny złom i zmuszonych do przywożenia większych jego ilości z zagranicy. Do tych państw należała i nadal należeć będzie Polska. Sytuacja polskiego przemysłu hutniczego jest pod tym względem o tyle trudniejsza, że nie tylko co do złomu, ale i na odcinku drugiego masowego surowca hutniczego, jakim jest ruda, byliśmy i będziemy zdani na import z powodu zbyt małych zasobów krajowych. Poza złomem własnym (odpad własny i zapasy) hutnictwo polskie otrzymało przez ówczesną Centralę Zakupu Złomu, P. H. Ż. ilości złomu obcego przedstawione na tabl. II.

W okresie przedwojennym istniał więc międzynarodowy rynek złomu, na którym zaopatrywały się państwa mające niedobór tego surowca, nie natrafiając na jakieś zasadniczej natury przeszkody. Stosunkowo największą bolączką była kwestia cen złomu, które wykazywały wielkie wahania, w zależności od sytuacji na rynku, co ujemnie odbijało się na kalkulacji kosztów własnych hut, zwłaszcza w tych krajach, w których ceny produktów przemysłu hutniczego były reglamentowane przez czynniki rządowe. Celem usunięcia owej bolączki została

Tablica II.

Dostawy złomu	1936 r.		1937 r.		1938 r.	
	W tys. t	%	W tys. t	%	W tys. t	%
Krajowego	146	25	140	19	154	30
Zagranicznego	439	75	588	81	364	70
Razem	585	100	728	100	518	100

stworzona w marcu 1937 r. — w dużym stopniu na skutek inicjatywy Centrali Zakupu Złomu P. H. Ż. — Międzynarodowa Konwencja Złomowa (International Scrap Convention), z siedzibą w Londynie, której zadania polegały na zapobieganiu zwyżkom ceny tudzież na przeprowadzaniu racjonalnego podziału wolnego złomu między swych członków. Do tej Konwencji przystąpiły organizacje hutnicze Austrii, Anglii, Czechosłowacji, Finlandii, Niemiec, Polski, Szwecji, Rumunii, Włoch i Węgier.

Po wojnie sytuacja uległa radykalnej zmianie zarówno w Polsce jak i na rynku międzynarodowym. Przede wszystkim, jeżeli chodzi o Polskę, kraj nasz znalazł się — wskutek straszliwych zniszczeń wojennych — w posiadaniu wielkich zapasów złomu, tym samym więc stał się — przynajmniej na okres pierwszych 2 do 3 lat — samowystarczalnym, a zatem niezależnym od dostaw złomu z zagranicy. Dlatego też w latach 1945 i 1946 import złomu nie wchodził w rachubę. Drobna ilość 9.667 ton, sprowadzona w 1946 r. z Danii, miała na celu utrzymanie kontaktu z przedwojennymi importerami i zapewnienie sobie dostaw w przyszłości, gdy zajdzie po temu konieczność. W zasadzie jednak wspomniane wyżej znaczne ilości złomu powojennego pozwoliły hutnictwu polskiemu przetrwać do połowy 1947 r. bez importu z zagranicy.

Centrala Złomu, powołana do życia przez ministra przemysłu z dniem 1. IX. 1946 r., przeprowadziła zaraz na wstępie swej działalności, przy pomocy ekspertów złomowych z hut, szczegółowe oszacowanie zapasów złomu w województwach: dolnośląskim, szczecińskim, warszawskim tudzież w Warszawie, tj. na terenach największych skupisk złomu. W pozostałych rejonach oszacowania dokonały zbiornice, wzgl. hurtownie. Na podstawie tego szacunku, który dał w sumie ok. 1½ miliona ton, można przyjąć po odliczeniu ok. 15% na materiał użytkowy i ilości wyeksploatowanych w ciągu pierwszych 3 kwartałów 1947 r., pozostałe dziś jeszcze zasoby złomu w kraju na ok. 1 milion ton. Trzeba jednak wziąć przy tym pod uwagę, że pewna część tego złomu (przypuszczalnie kilkanaście do dwudziestu paru %) jest b. trudno dostępna, leży bowiem pod zwałami gruzów i ruin zniszczonych miast. Pozostały złom, to przeważnie złom ciężki, którego eksploatacja wymaga dużego nakładu na urządzenia, sprzęt i materiały techniczne oraz pracy, celem przygotowania go do wsadu przez cięcie mechaniczne i palnikami, robijanie kafarami itd. i który z innych jeszcze powodów (trudniejsze prace wstępne, konieczność uprzedniego rozminowania terenu itp.) wymaga — przynajmniej częściowo — jeszcze od kilku do kilkunastu miesięcy na całkowite ukończenie jego eksploatacji.

W krajach o wysokim stopniu uprzemysłowienia i zmechanizowaniu produkcji we wszystkich gałęziach życia gospodarczego, zasadniczą podstawę dla bieżących dostaw złomu, poza własnym odpadem hutnictwa w jego stalowniach, walcowniach itd., dają:

1) odpady produkcji w zakładach i warsztatach przemysłu metalowo - przetwórczego,
2) złom, pochodzący z demontażu starych maszyn i urządzeń fabrycznych, konstrukcji metalowych itd. ze wszystkich gałęzi przemysłu, jak również zużytych narzędzi i maszyn rolniczych itd.,
3) złom ze zużytych urządzeń komunikacyjnych (tabor kolejowy i samochodowy, szyny itd.),
4) złom z okrętów, wycofanych z ruchu.

W naszych warunkach rola tych źródeł złomu w ogólnych dostawach jest na razie jeszcze skromna; będzie ona wzrastała wolno i stopniowo, w miarę postępującego uprzemysłowienia kraju i mechanizacji produkcji.

Proces ten, zwłaszcza w najbliższych latach, będzie się rozwijał tym bardziej w tempie powolnym, że wobec ogromu zniszczeń i potrzeb, jeśli chodzi o narzędzia produkcji, niewątpliwie każda maszyna, każde urządzenie i każde narzędzie musi być u nas znacznie dłużej wykorzystane do ostatnich granic możliwości, zanim posiadacz zdecyduje się na przeznaczenie go na szmelc i zastąpienie nowym. Dopiero po nasyceniu ogromnego głodu inwestycyjnego będzie mogło w większym niż dotąd stopniu następować odnowienie i modernizacja środków produkcji wszelkiego rodzaju, co na odcinku złomu winno wówczas znaleźć swój wyraz w szybciej wzrastających dostawach złomu, pochodzącego z omówionych wyżej źródeł.

W świetle tych uwag i przytoczonego wyżej materiału liczbowego, nasuwa się wniosek, że z chwilą wyczerpania się pozostałych jeszcze zasobów złomu powojennego, powrócimy do sytuacji, zbliżonej do przedwojennej w tym sen-

sie, że b. znaczną część złomu tzw. „obcego" będzie stanowił złom importowany. W ostatnich latach przedwojennych złom ten wynosił, jak wynika z tablicy II, ok. 70 do 80% ogólnych dostaw złomu do hut.

Ten stan rzeczy, przy równoczesnym uwzględnieniu faktu, iż pomimo stale wzrastających dostaw Centrali Złomu z rynku krajowego, zapasy na hutach uległy w ciągu 1947 r. zmniejszeniu, powoduje, że kwestia importu złomu, jako koniecznego i niezbędnego uzupełnienia dostaw z rynku krajowego, nabrała w ostatnim czasie charakteru niezwykle ważnego dla hutnictwa zagadnienia.

Jak już wspomniałem, również i sytuacja na międzynarodowym rynku uległa w okresie powojennym radykalnej zmianie na gorsze w porównaniu z przedwojenną. Możliwości importowe skurczyły się ogromnie. Pomijając już takie przeszkody jak brak tonażu okrętowego i inne trudności transportowe oraz zjawiska wtórne, jak niezwykle wygórowane ceny za złom i frachty morskie, zasadniczym faktem jest niemal całkowity brak podaży, przy równoczesnym olbrzymim wzroście zapotrzebowania, na które złożyło się rekordowe tempo rozbudowy przemysłu stalowego w krajach wojujących, takich jak Stany Zjednoczone A. P., tudzież powstanie i szybki rozwój ośrodków przemysłu hutniczego w innych państwach, jak np. w niektórych krajach Ameryki Południowej, wreszcie duże zapotrzebowanie w krajach, zniszczonych przez wojnę i odbudowujących swój przemysł hutniczy. Powszechny brak węgla i niedostateczna wskutek tego produkcja koksu również wpłynęła poważnie na wzrost zapotrzebowania na złom przez podniesienie norm wsadu tego surowca.

Kraje, które przed wojną były eksporterami złomu, po wojnie nie tylko zahamowały ten eksport przez zakazy wywozu i inne zarządzenia prohibicyjne, lecz występują dziś jako chętni nabywcy złomu z zagranicy. Stany Zjednoczone A. P., największy przed wojną eksporter złomu, dziś importują złom z Europy. Praktycznie biorąc, międzynarodowy rynek złomu w sensie przedwojennym przestał istnieć.

W Europie najpoważniejszym rezerwuarem złomu są obecnie Niemcy. Ze źródła tego poważne ilości złomu nabyły Belgia i inne kraje Europy zachodniej. Niemcy stanowią i dla nas najbardziej na razie wydajne źródło dostaw złomu importowanego, do czego dochodzi też okoliczność stosunkowo najkorzystniejszego dla nas położenia frachtowego. Pierwotnie wysuwana koncepcja uzyskania z Niemiec wielkich dostaw złomu tytułem rewindykacji i reparacji, nie mogła być niestety zrealizowana. Niemniej jednak, dzięki życzliwemu w tej sprawie stanowisku Zarządu Radzieckiej Strefy Okupacyjnej Niemiec, doszła do skutku w czerwcu br. umowa, na podstawie której zakontraktowane zostały znaczne ilości złomu martenowskiego i wielkopiecowego oraz złomu do pieców elektrycznych, z dostawą jeszcze w ciągu 1947 r. Są również poważne widoki na otrzymanie z tego źródła wielkich ilości złomu również i w roku przyszłym. Aczkolwiek problem dostatecznego zaopatrzenia naszego hutnictwa w złom byłby w ten sposób rozwiązany na okres najbliższych kilkunastu miesięcy, tym niemniej nie należy zaniedbać żadnych możliwości uzyskania dodatkowych dostaw z innych źródeł zagranicznych.

Wnioski, wynikające z powyższych uwag, w połączeniu z materiałem liczbowym, dotyczącym pokrycia zapotrzebowania naszego hutnictwa na złom w okresie 1947 r. — 1949 r., są następujące:

Wobec stopniowego wyczerpywania się w naszym kraju zasobów złomu powojennego i w konsekwencji zmniejszających się możliwości rynku krajowego oraz szybko wzrastającego zużycia złomu i zapotrzebowania na ten surowiec, import poważnych ilości złomu staje się nieodzowną koniecznością.

Całkowite pokrycie zapotrzebowania hutnictwa na złom w 1947 r. zapewnione jest przez dostawy Centrali Złomu, które za pierwsze 3 kwartały 1947 r. wyniosły 424 tys. ton (w tym 7 tys. ton importu z SWAG) i które do końca br. wyniosą ok. 620 do 630 tys. ton, w tym ok. 60.000 ton importu z SWAG. Resztę, tj. ok. 500 tys. ton pokryje złom z własnego odpadu tudzież z zapasów na hutach.

W związku ze zmniejszeniem się zapasów złomu na hutach w ciągu 1947 r., powstanie na przełomie 1947/1948 r. zagadnienie dostawy dodatkowych ilości złomu, celem uzupełnienia tych zapasów do normy 3-miesięcznej rezerwy. Zapewnione wydają się być również dostawy potrzebnych ilości złomu w 1948 r.

Kształtowanie się sytuacja złomowej w 1949 r. stanowi — na razie jeszcze — niewiadomą. Całkowite zapotrzebowanie wynosić będzie ok. 1.400 tys. ton. Ilość ta będzie musiała być pokryta częściowo z dostaw krajowych, częściowo zaś z importu bezpośredniego i z cięcia starych okrętów.

Tak — w ogólnych zarysach — przedstawia się obecnie zagadnienie złomu w hutnictwie polskim. Pomyślne rozwiązanie tego zagadnienia będzie wymagało wielkiego wysiłku organizacyjnego i technicznego, celem jak najstaranniejszego wykorzystania wszystkich możliwości i źródeł zaopatrzenia, zarówno krajowych jak i zagranicznych.

Nowości z dziedziny hutnictwa.

Stalownictwo.

Badania cieplne pieca martenowskiego. *)

Wstęp. Z początkiem 1945 r. powołano w Anglii do życia Komitet Doradczy stalowni martenowskich, złożony ze stalowników, węglowców i przedstawicieli hut szkła, który otrzymał od zainteresowanych zakładów następujące zadanie:

A. Wyznaczyć najlepszy standartowy piec martenowski.

B. Wprowadzić w pracy produkcyjnej bardziej intensywne stosowanie posiadanej technicznej wiedzy w sprawie obniżenia kosztów produkcji.

C. Podnieść produkcję istniejących pieców w danych zakładach.

Komitet uznał, że najlepszy piec winien spełniać podane niżej warunki:

a) szybko pracować, a więc przeniesienie ciepła na wsad winno być duże, zwłaszcza w czasie topienia,

b) być elastycznym cieplnie, tj. mieć możność zmiany dopływu gazu bez szkodliwego wpływu na bieg pieca,

c) konstrukcja pieca winna być możliwie prosta ze względu na łatwość budowy i napraw,

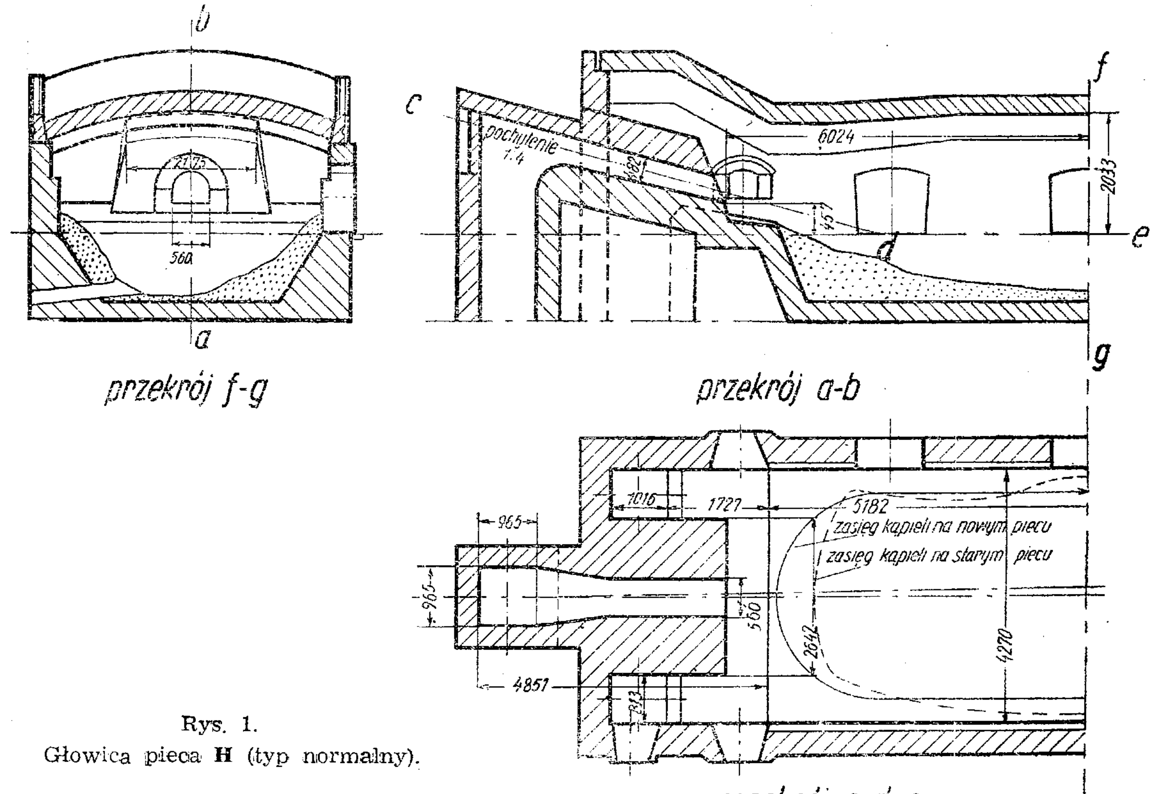
d) żywot jego winien być długi, daje to bowiem niskie przeciętne koszty napraw,

e) sprawność produkcyjna pieca nie powinna znacznie spadać pod koniec kampanii,

f) piec winien posiadać odpowiednie wyposażenie w aparaty.

Uznano, że najważniejszy wpływ na bieg pieca ma budowa głowic i w tej dziedzinie zachodzą największe różnice konstrukcyjne, podczas gdy konstrukcja reszty pieca trzyma się mniej więcej jednego wzoru.

Dane ogólne. Celem rozwiązania tego zagadnienia zdecydowano się zbadać 3 piece martenowskie tej samej wielkości ok. 80 ton pojemności każdy, wyposażone w głowice stare (Friedrich Siemens), Maerza i głowice Semi-Venturi (rys. 1 do 3) w hucie Templeborough, pracujące na wsadzie zimnej surówki.



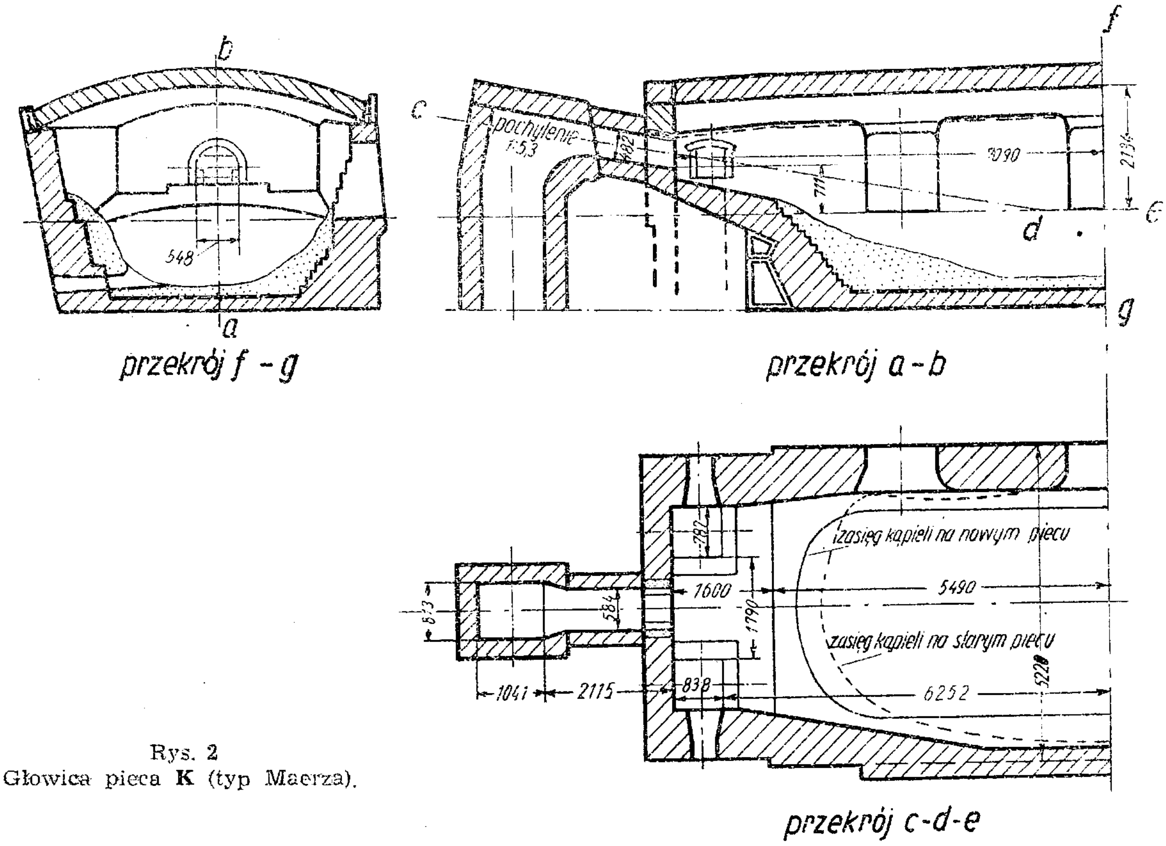
Rys. 1.
Głowica pieca **H** (typ normalny).

Piec **H.** Typowy angielski piec. Ma głowice dynasowe, wyłożone cegłą chromomagnezytową, nie posiada natomiast żadnego chłodzenia wodnego ani w głowicach ani w ramach okiennych.

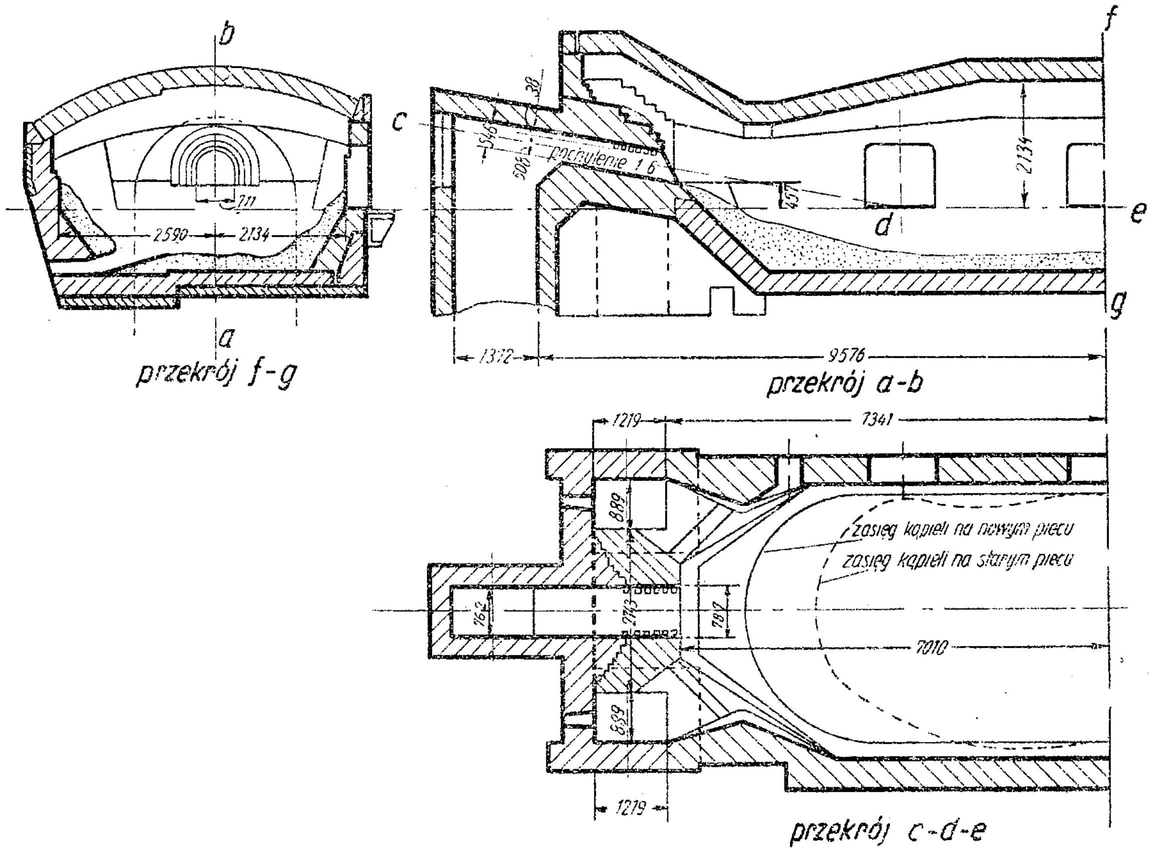
Piec **K** Maerza. Posiada chłodzenie głowic oraz klap i ram okiennych. Ściany czołowe zbudowane są z cegły chromomagnezytowej. Komory kratowe są krótsze lecz głębsze niż w poprzednim piecu.

Piec **S** Semi-Venturi. Czoło głowy gazowej wykonane jest z cegły chromomagnezytowej i chłodzone wodą 6 rurkami. Piec ma tylną ścianę pół leżącą, podobnie jak piec **H.** Sklepienie nad tylną ścianą jest — ze względu na duże zużycie — grubsze (380 mm) niż resztą (300 mm). Chłodzenie ram i klap są podobne jak na piecu **K.**

*) J. H. Chesters i M. W. Thring. The Iron and Steel Institute Special report 1946 Nr 37. The influence of port design on open-hearth furnace flames.



Rys. 2
Głowica pieca **K** (typ Maerza).



Rys. 3.
Głowica pieca **S** (typ Semi-Venturi).

W badanym okresie (ok. ½ roku) starano się utrzymać na wszystkich 3 piecach te same warunki pracy, a wsad złomu i surówki jakościowo i ilościowo taki sam. Przeprowadzono pomiar jakości, ilości i temperatury gazu czadnicowego, temperatury powietrza i spalin oraz stosunku ilości powietrza do gazu. W piecu mierzono przebieg spalania gazu, pobierając próbki spalin w różnych punktach pieca. Mierzono temperaturę płomienia, sklepienia, wielkość przeniesienia ciepła wzdłuż i w poprzek płomienia, umiejscowienie i szybkość płomienia, tudzież ciśnienie w piecu.

Jest rzeczą jasną, że dokładność pomiarów może odbiegać od dokładności laboratoryjnej. Niemniej zebrane dane typu statystycznego pozwalają otrzymać liczby, bliskie ścisłej prawdy i dzięki temu przedstawiające poważną wartość.

Ponieważ badane piece nie wykazywały znaczniejszych różnic w budowie poza głowicami, postanowiono ustalić ich sprawność produkcyjną i zbadać czy wpływ ma tylko zużycie gazu, czy także i zasadnicze różnice w budowie głowic. Jeśli ten ostatni wpływ istnieje, czy jest to czynnik zmieszania gazu i powietrza, czy też stratyfikacji. Dalsze pytanie było, jak wielką sprawność produkcyjną można osiągnąć bez przegrzania sklepienia. Na tej podstawie należało znaleźć drogę do ulepszenia głowic i metody prowadzenia pieca, celem zwiększenia produkcji. Możliwie wszędzie instalowano aparaty rejestrujące, z tym jednak, że kontrolę okresową przeprowadzono innymi aparatami.

Tabl. I podaje schemat wykonanych pomiarów w czasie próbnych topów.

Tablica I.
Schemat wykonanych pomiarów w czasie próbnych topów.

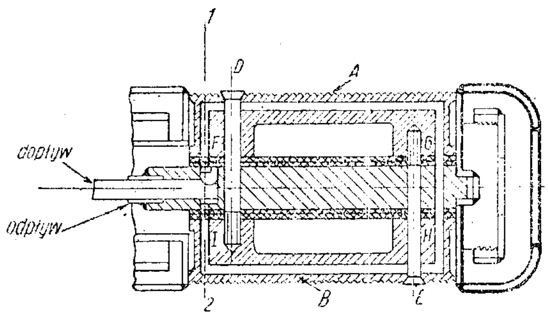
	Określenie obserwacji wzgl. pomiaru	Użyty aparat	Sposób użycia
		Podstawy oceny	
I	Przenikanie ciepła	Aparat pomiaru przenikania ciepła	Odczyty, jak długo się da, od początku sadzenia i po roztopieniu
II	Czas topienia	Ocena obserwacyjna	Notatka w książce topów
III	Sprawoność cieplna	Obliczona z wagi wsadu itd.	
IV	Zachowanie się materiałów ogniotrwałych	Ocena obserwacyjna	Ogólna i w czasie próbnych topów
		Zewnętrzne zmienne	
A	Ilość gazu czadnicowego	Zwężka Venturi	Rejestrator
	Pirometr sklepieniowy, użyty jako podstawa kontroli		
B	Stosunek powietrze/gaz	Aparat pomiaru ilości	Rejestrator
		„ powietrza	„
		„ Mono CO_2 i O_2	
		„ Orsata	Okresowo
C	Jakość gazu czadnic.	„ Sigma	Rejestrator
	Wartość opałowa gazu	„ Orsata	Okresowo
D	Przegrzanie gazu i powietrza	Sześć odciągowych pirometrów	Rejestracja ciągła po stronie wlotowej
E			
F	Wymiary pieca	Ocena obserwacyjna	Przed rozpoczęciem prób
	Przebieg wytopu	Waga topu, analizy	Zapiski metalurgiczne
		Wewnętrzne zmienne	
a	Przebieg spalania gazu	Wielopunktowy pobieracz prób	Przynajmniej 2 pełne okresy na top
b	Temperatura płomienia	Radiometr	Okresowo
		Pirometry w ścianie przedniej	Rejestrator
c	Równowaga ciśnienia	Ciśnienie pod sklepieniem	„
		Aparat różnicowy	„
d	Przebieg płomienia i szybkości	Aparat filmowy	Zdjęcia po roztopieniu
e	Zmiany przenikania ciepła wzdłuż i w poprzek płomienia	Aparat pomiaru przenikania ciepła	Patrz pod I powyżej także pod sklepieniem

Aparaty pomiarowe. Aparat Sigma jest to automatyczny kalorymetr gazu, zaopatrzony w filtry dla oddzielenia smoły. Aparat ten skalibrowano przez porównanie wyników, otrzymanych na nim, z danymi, obliczonymi z analizy chemicznej. Dokładność aparatu wynosi + 5%. Sporadyczną kontrolę przeprowadzono, dokonywując analizy aparatem Orsata.

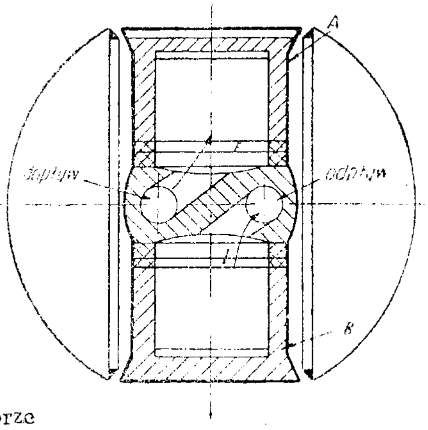
Pirometr sklepieniowy jest to pirometr optyczny opromieniowany, połączony z rejestratorem. Dokładność jego dla temperatur sklepienia wynosi +| 20°, normalnie ±10°. Skalibrowanie pirometru odpowiada temperaturze ciała czarnego, pomiar jest zatem właściwy, gdy przestrzeń pieca ma wyrównaną temperaturę, klapy są zamknięte i nie ma płomienia na przestrzeni między sklepieniem a pirometrem.

Pomiar przenikania cieplnego wykonano przy pomocy kalorymetru bliźniaczego (rys. 4). Jeżeli jeden kalorymetr **A** zwrócony był ku sklepieniu, a drugi **B** ściśle z nim związany „plecami" ku kąpieli, pierwszy mierzył wielkość przepływu ciepła ku kąpieli, drugi — ku sklepieniu w danym punkcie pieca. Zasada pracy jego jest prosta: powierzchnie robocze, odbierające z otoczenia ciepło, chłodzone są wodą; ilość wody i przyrost jej temperatury są mierzone. Przy danej powierzchni roboczej można wyliczyć wielkość przepływu ciepła w danym punkcie pieca w obu kierunkach. Różnica da efektywny przepływ ciepła ku kąpieli. Czoło i boki aparatu chronione są osłonami, chłodzonymi wodą, zabezpieczającymi kalorymetr przed nagrzewaniem z niewłaściwych kierunków.

Kalorymetr sklepieniowy (rys. 5). Aparatem tym mierzymy wielkość promieniowania, skierowanego na sklepienie. Jak widzimy z rysunku powierzchnia robocza kalorymetru jest żłobkowana,

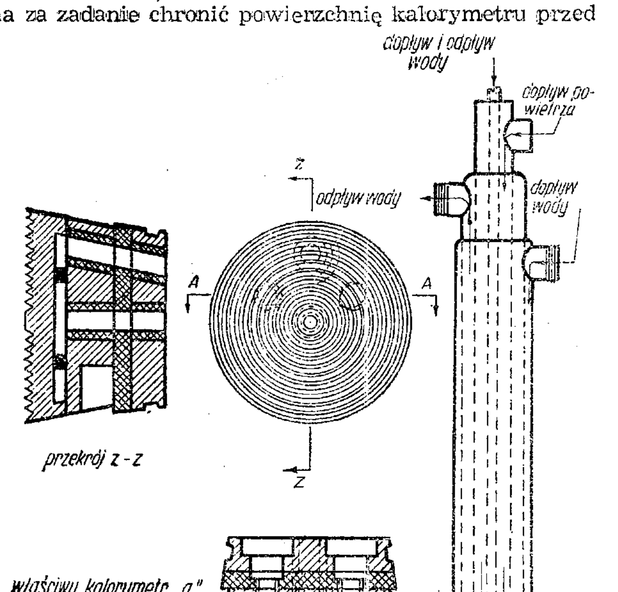


Rys. 4.
Schemat kalorymetru bliźniaczego.



przekrój 1-2
powiększony dwukrotnie

tak jak w kalorymetrze bliźniaczym i możliwie dobrze poczerniona. Kalorymetr zaopatrywany jest w wodę z własnego zbiornika; przepływ jej reguluje się na stałą wielkość. Termopara różnicowa podaje przyrost temperatury. Stąd można obliczyć wielkość otrzymanego promieniowania. Z zewnątrz kalorymetr osłonięty jest płaszczem, chłodzonym wodą. Między płaszczem a przewodami wody kalorymetru przepuszcza się strumień powietrza, które — wypływając na zewnątrz — ma za zadanie chronić powierzchnię kalorymetru przed



Rys. 5.
Schemat kalorymetru sklepieniowego.

osiadaniem pyłu. Cały kalorymetr wpuszcza się do pieca przez otwór w sklepieniu tak, aby czoło kalorymetru wystawało o ok. 5 do 8 cm poniżej sklepienia. Wypływający strumień powietrza chwilami obniżał wielkość pomiaru o 10%, zazwyczaj jednak o wiele mniej. Wynikało to prawdopodobnie z usunięcia z pomiaru konwekcyjnego przeniesienia ciepła.

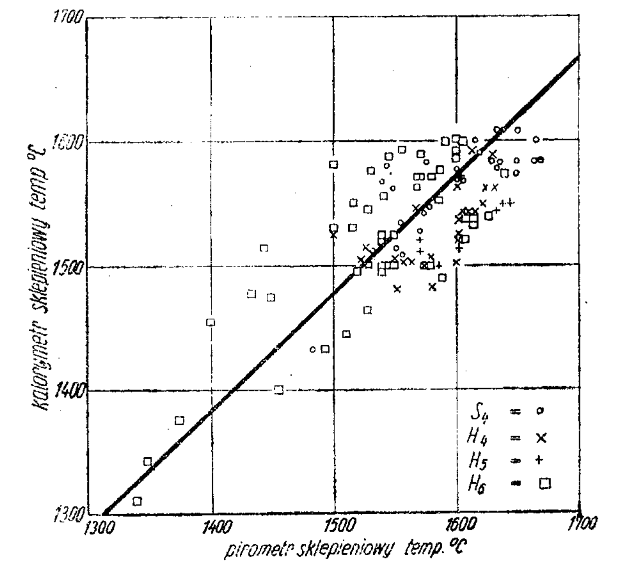
Doświadczalnie stwierdzono, że aparatu tego można używać na zmianę z pirometrem sklepieniowym, gdyż ze wskazań kalorymetru łatwo przejść do odpowiadającej temperatury sklepienia (rys. 6).

Radiometr.*) W dziedzinie badań promieniowania płomienia świecącego i nie świecącego wykonano wiele prac laboratoryjnych i przemysłowych. Opisany aparat zbudowany został na podstawie metod, użytych przez Schacka, Schmidta i Shermana w ich pomiarach promieniowania gazów.

Ciepło, wypromieniowane przez pewną jednostkę objętości spalającego się gazu, jest zasadniczo funkcją jego temperatury i spółczynnika promieniowania. Obie te zmienne zależą od początkowej temperatury reagujących ciał, szybkości i stopnia spalania. Spółczynnik promieniowania zależy także od ilości stałych cząsteczek, zawartych w gazie (co znowu wiąże się z zawartością węglowodorów w paliwie) i od warunków spalania. W danej temperaturze i dla danej grubości warstwy spalin wielkość promieniowania będzie sumą promieniowania nie świecącego spalin i świecącego — cząsteczek stałych. W piecu martenowskim mamy do czynienia z promieniowaniem świecącym i nie świecącym.

Jednym z aparatów dla pomiaru promieniowania płomienia był radiometr (rys. 7 i 8). Aparat ten składa się z 2 zasadniczych części: ramienia, na którym umocowany jest radiometr (ramię to jest zarazem rurą wziernikową aparatu) i z chłodzonej wodą tarczy. Tarcza ta ogranicza grubość warstwy spalin, pozwala ją zmieniać i zabezpiecza radiometr przed promieniowaniem ścian.

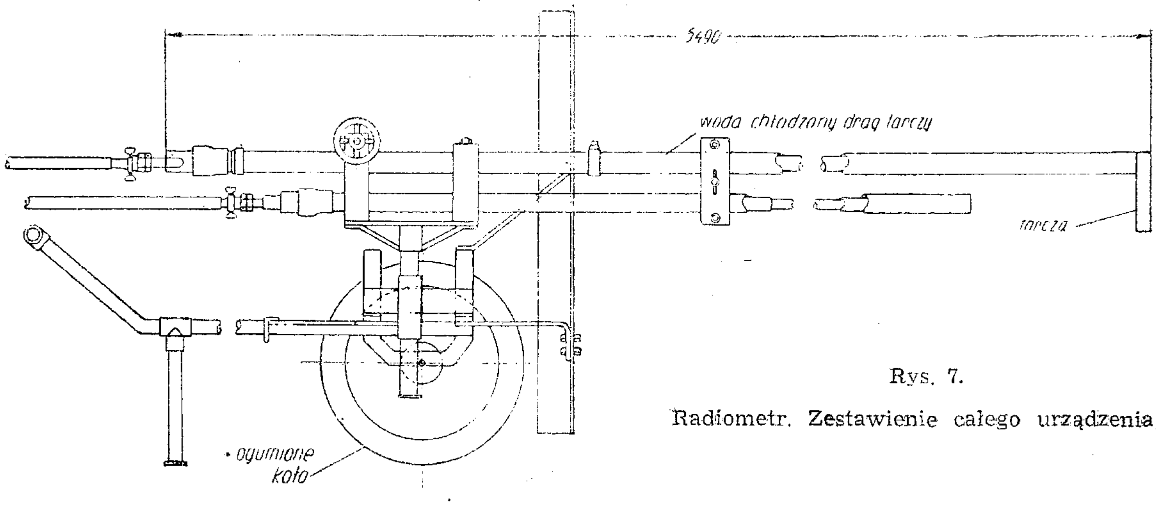
Rura wziernikowa aparatu składa się z 3 koncentrycznych rur stalowych, długości ponad 4 m, dających wewnętrzny otwór średnicy 1 cala na całej



Rys. 6.
Porównanie pomiarów temperatury pirometrem sklepieniowym i kalorymetrem sklepieniowym (spółczynnik czarności przyjęty równy 0,96). Wytopy próbne S4, H4, H5, H6.

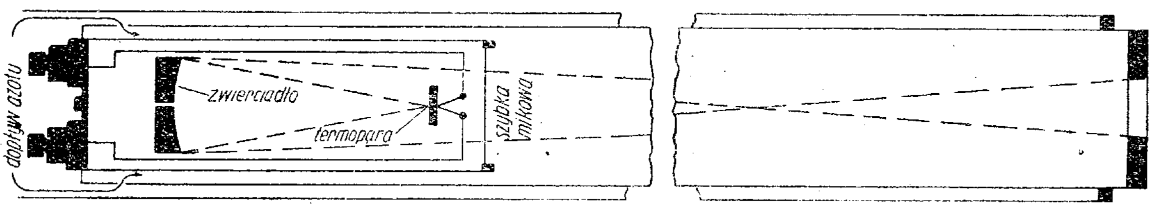
*) Narrow — angle radiometer, dosłownie tłumacząc: radiometr z wąskim kątem (patrzenia).

długości. Kwadratowa — ze względów konstrukcyjnych — tarcza jest dostatecznie duża dla zapewnienia pomiaru przy największym odsunięciu jej od radiometru. Umocowana jest na ramieniu, złożonym z 2 koncentrycznych rur. Rurami dopływa do tarczy chłodząca woda. Całość zmontowano na wózku, co ułatwia wsunięcie do pieca. Rurę radiometru przymocowano do wózka na stałe, natomiast ramię tarczy było przesuwne, dla nastawiania grubości pomiarowej spalin w granicach od 0 do 610 mm. Sam radiometr jest pirometrem opromieniowanym typu zwierciadłowego, ze stałą ogniskową. Przez radiometr przepływa azot, w celu niedopuszczenia spalin do środka aparatu, oziębione bowiem spaliny całkowicie zniekształcałyby wyniki pomiarów.



Rys. 7.

Radiometr. Zestawienie całego urządzenia.



Rys. 8.

Radiometr. Właściwy aparat pomiarowy.

Radiometr został skalibrowany przez porównanie siły elektromotorycznej jego termopary z aparatem standartowym w czasie pomiaru wielkości promieniowania mufli, ogrzewanej gazem do różnych temperatur. Ruchowo przeprowadzano sprawdzanie, porównując jego wskazania ze wskazaniami pirometru optycznego z zanikającą nitką i mierząc promieniowanie sklepienia, które przy swej roboczej temperaturze zachowuje się niemal jak ciało czarne. Pomiar wykonywano dla 3 różnych grubości warstwy płomienia, w możliwie krótkim czasie, w ciągu jednego okresu kierunku spalin kilka razy i w ciągu poszczególnych okresów tak, aby otrzymać dane dla obu kierunków płomienia.

Radiometr ujmował zarówno świecące jak i nie świecące promieniowanie. Dzięki pomiarowi promieniowania w kilku grubościach warstwy spalin można obliczyć na podstawie wzorów promieniowania — wielkość promieniowania płomienia.

Po stronie wylotowej przyjęto, że ma się do czynienia tylko z promieniowaniem nie świecącym czystych spalin. Otrzymane wyniki wskazują, że spółczynnik czarności spalin gazu czadnicowego wynosi dla warstwy, grubości 610 mm, ok. 0,10, przy czym obliczono że dla nieskończenie grubej warstwy będzie on wynosił 0.156. Temperatura spalin zamyka się w granicach 1600° do 2000°, średnio 1800°.

Po stronie wlotu gazu wielkość promieniowania jest, dzięki świecącemu płomieniowi, o wiele wyższa. Przyjmując, że temperatura gazu wynosi ok. 1700°, spółczynnik czarności dla warstwy 305 mm wynosi ok. 0,4, dla warstwy 910 — ok. 0.8. Na ogół przyjęto, że spółczynnik czarności spalin w piecu wynosi średnio 0.2. Wyniki te podane są po porównaniu ich z innymi wynikami, otrzymanymi doświadczalnie.

Usiłowania uzyskania pomiaru promieniowania warstwy gazu ponad 4 m (szerokość pieca) nie dały dodatnich wyników, ponieważ w tak grubej warstwie zachodzą poważne różnice temperatur i składu chemicznego.

Promień filmowano aparatem filmowym i otrzymano w ten sposób podstawę do analizy układu płomienia i jego szybkości.

Należy stwierdzić, że badania przeprowadzone były z ogromnym rozmachem. Dowodem tego jest, że dla aparatów pomiarowych, instalowanych w czasie badań, musiano doprowadzić osobnym przewodem o średnicy 150 mm wodę chłodzącą do stalowni, gdyż normalne przewody, na których stalownia pracowała, nie wystarczały. Badania, jakkolwiek posługiwano się w dużej mierze automatyczną rejestracją, zatrudniły 32 osoby personelu badawczego, nie licząc robotników (ślusarzy, rurkarzy, elektryków, murarzy itd.).

Obserwacje ogólne prowadzono przez 1 ½ roku; ściśle pomiary wykonano na 13 topach: na piecu **H** (piec zwykły) — 6, **S** (Semi-Venturi) — 4 i **K** (Maerza) — 3.

Charakterystyka płomienia w poszczególnych piecach. Charakterystykę przebiegu spalania otrzymano, pobierając próby spalin w 3 miejscach długości pieca i w 4 punktach wysokości ponad kąpielą. Uzyskano w ten sposób charakterystykę uwarstwienia spalin dla poszczególnych pieców. Równolegle wykonano przy pomocy aparatu filmowego szereg zdjęć, posługując się również barwieniem gazu azotanem strontu na czerwono oraz powietrza chlorkiem miedzi lub baru na zielono.

Z układu analiz spalin wynika, że najlepiej przebiega spalanie w piecu **S** (Semi-Venturi), ponieważ w dolnej warstwie nad kąpielą zmieszanie gazu i powietrza jest silne, a spalanie postępuje szybko, mamy więc tu krótki płomień. Natomiast górna warstwa posiada małą ilość CO_2 i duży nadmiar tlenu, spalanie jest tu zatem mniej intensywne i sklepienie nie jest narażone na bezpośrednie działanie spalin o wysokiej temperaturze. Piec **K** (Maerza) należy postawić na drugim, a piec **H** (zwykły) na ostatnim miejscu, jeśli chodzi o długość płomienia. Znaczy to, że piec **H** ma najdłuższy płomień, a więc najgorsze zmieszanie gazu i powietrza. Pod względem uwarstwienia spalin najlepszy jest piec **S**, piec **H** jest pośredni, a piec **K** ma taką samą mniej więcej analizę spalin nad kąpielą jak pod sklepieniem. Zjawiska te tłumaczy się budową głowic. Gwałtowne zmieszanie powietrza i gazu w dolnej części przestrzeni roboczej otrzymuje się najlepiej przez użycie wysokiego kąta padania między strumieniem powietrza i gazu. Taki wysoki kąt padania otrzymywany jest na piecu typu Semi-Venturi przez użycie pionowych ścianek zwężających, które rzucają oba strumienie powietrza na siebie i w dół, na gaz.

Uwarstwienie otrzymuje się przez zastosowanie siodła (Knuckle), tj. obniżenia sklepienia między głowicą a przestrzenią roboczą pieca. Piec Semi-Venturi ma najgłębsze siodło i najsilniejsze uwarstwienie spalin, piec zaś Maerza nie posiada w ogóle siodła i nie ma w nim uwarstwienia spalin.

Zmieszanie powietrza i gazu nad kąpielą można poprawić również przez użycie większych szybkości gazu, jeśli można go otrzymać pod odpowiednim ciśnieniem. Niemniej punkt ten należałoby zbadać na modelach.

O ile płomień przedstawia dla oka ludzkiego jednę ciągłą strugę, o tyle aparat filmowy chwyta falowanie płomienia i w wyniku pomiaru otrzymuje się niższe wartości wysokości płomienia niżby można było się spodziewać. Piec **K** wykazał największą wysokość płomienia zarówno w pierwszej, jak i drugiej klapie, piec zaś **H** najniższą. Wysokość płomienia w pierwszej kapie pieca **H** była szczególnie niska, w środkowej znacznie wyższa. W piecu **S** wzrost wysokości płomienia nie zaznaczał się tak wyraźnie.

Szybkość płomienia w piecu mierzono dwojako albo jako szybkość posuwania się fali spalin, albo jako szybkość posuwania się sztucznie zabarwionego płomienia. Wynosiła ona w tym ostatnim wypadku dla pieca **K**: pierwsza klapa 16 m/sek., środkowa klapa 11 m/sek. Dla pieca **S**: pierwsza klapa 27 m/sek. Równocześnie jednak stwierdzono, że szybkość postępu fali była niższa. Pochodzi to stąd, że jądro płomienia posuwa się o wiele szybciej niż jego peryferie. Większą szybkość płomienia w piecu **S** może tłumaczyć to, że grubość warstwy tego płomienia jest niższa.

Ogólnie, na podstawie wykonanych zdjęć filmowych stwierdzono, że płomień w piecu **S** ma najmniejszą tendencję do wzrostu wzwyż między pierwszą a środkową klapą, wykazuje natomiast największe rozprzestrzenienie się, największą częstotliwość i szybkość fal szczególnie w środkowej klapie. Piec **K** ma największą średnią wysokość płomienia i najmniejszą szybkość fal. Piec **H** wykazał poważny wzrost wysokości płomienia między pierwszą a drugą klapą oraz tendencję do niezupełnego spalania nawet przed głowicą odlotową.

Tablica II

Średnie czasy topienia i topów dla poszczególnych pieców.

Piec	Próbne topy	Średni czas topienia (sadzenie + topienie)			Średni czas całego topu		
		V. 44 r. do IX. 45 r.	Tydzień prób	Topy próbne	V. 44. r. do IX. 45.	Tydzień prób	Topy próbne
H Zwykły	H_1, H_2, H_6	9 godz. 14 min.	10 godz. 02 min.	7 godz. 42 min.	11 godz. 41 min.	12 godz. 20 min.	10 godz. 00 min.
	H_4, H_5, H_6		8 godz. 45 min.	7 godz. 37 min.		11 godz. 11 min.	9 godz. 48 min.
K Maerza	K_1, K_2, K_3	8 godz. 32 min.	8 godz. 39 min.	7 godz. 35 min.	10 godz. 57 min.	10 godz. 47 min.	9 godz. 08 min.
S Semi-Venturi	S_1, S_2, S_3	8 godz. 12 min.	7 godz. 42 min.	6 godz. 05 min.	10 godz. 18 min.	9 godz. 44 min.	7 godz. 55 min.
	S_4			6 godz. 33 min.			9 godz. 08 min.

Czasy topów i zużycie paliwa. Tabl. II podaje średnie czasy topów w okresie od maja 1944 r. do września 1945 r. dla tygodni, w których wykonywano pomiary oraz dla topów, objętych badaniami.

Próby dokonywano na piecach **H** i **S** przy nowych komorach, na piecu **K** zaś przy starych komorach, mających już za sobą ½ roku pracy.

Widzimy z tablicy, że najszybciej pracował piec

Semi-Venturi, najwolniej piec zwykły. Piec Maerza zajmował miejsce pośrednie. Średnie za tydzień, w którym przypadły próbne topy, są na ogół b. bliskie średnich za cały czas obserwacji.

Topy próbne wykazały dla wszystkich pieców zmniejszenie się czasu od początku sadzenia do roztopienia od 1 do 2 godz. Czas wyrabiania zmniejszył się znaczniej jedynie na piecu Maerza. Ogólnie czas topu uległ zmniejszeniu się od 1½ do 2 godz. na wszystkich piecach. Ponieważ sam czas sadzenia nie uległ większej zmianie w czasie prób, skrócenie czasu topienia należy przypisać lepszym warunkom pracy pieca w czasie prób, a mianowicie:

1) użyciu lepszego złomu i staranniejszemu prowadzeniu sadzenia;
2) zmniejszeniu zassania dzikiego powietrza dzięki zastosowaniu kontroli ciśnienia, panującego w piecu; podniesienie ciśnienia w piecu o niespełna 1 mm słupa wody pozwoliło zmniejszyć zassanie powietrza z ok. 50% objętości gazu do ilości nieznacznej;
3) pracy z dużą ilością gazu możliwie długo, dzięki kontroli temperatury sklepienia przy pomocy pirometru rejestrującego.

Gdzie było to możliwe, regulowano na zaworach stosunek powietrza do gazu w myśl wymagań teoretycznych, tj. 1,4:1, jednakże piec **K** nie osiągał tego stosunku ze względu na stare komory; również w topach H_4 i H_5, gdzie dano większą ilość gazu, nie osiągnięto tego stosunku.

Tablica III.

Zużycie paliwa i warunki spalania w poszczególnych piecach w czasie próbnych topów.

Topy	Średni czas topu godz.	Ilość zużytego gazu na top w Nm^3	Średnie zużycie gazu Nm^3/godz.	Zużycie paliwa		Średni przepływ powietrza na zaworze Nm^3/godz.	Średni stosunek powietrze gaz na zaworach	Średni CO_2 w spalinach w czasie topienia %
				Węgiel 1) kg/to stali	Tysięcy 2) kalorii/to stali			
H_{1-3}	10^{00}	60500	6050	191	1010	8680	1,43	12 ½–13 ½
S_{1-3}	7^{55}	80500	10150	245	1300	15350	1,51	14 ½
K_{1-3}	9^{08}	64000	7000	216	1135	8890	1,26	16
S_4	9^{08}	80000	8750	252	1340	15400	1,76	16 ½
H_{4-6}	9^{48}	73300	7500	232	1235	9550	1,27	14 ½–15 ½

Przyjęto: 1) Uzysk stali 80 to (brytyjskich po 1016 kg).
2) Średnia wartość opałowa gazu 1335 Cal/m³

Tabl. III podaje zużycie paliwa i powietrza dla poszczególnych pieców jako średnie z próbnych topów.

Piec **H** w czasie topów H_1 do H_3 wykazał najmniejsze zużycie paliwa, albowiem tylko 1010000 cal/to stali, przy średnim czasie trwania topu 10 godz. Pobór gazu z czadnic miał też najmniejszy, gdyż wynosił tylko 6050 m³ gazu na godz. Najszybciej pracujący piec **S** wykazał największy pobór gazu 10150 m³ na godz. średnio i najwyższe zużycie paliwa, średnio dla topów S_1 do S_3 1300000 cal/to stali. Piec **K** wykazał pośrednie zużycie paliwa. Piec **H** w czasie topów H_4 do H_6 miał starsze komory (16 tygodniowe), dano mu więc większy dopływ gazu, osiągnięto wszakże tylko nieznaczne przyspieszenie topów. Zużycie paliwa wyniosło 1235000 cal/to stali, a więc było wyższe niż na piecu **K** i o wiele wyższe niż w czasie topów H_1 do H_3, gdy komory miały za sobą 3 tygodnie pracy, niższe jednak niż na piecu **S**.

Przyjrzyjmy się ilości CO_2 w spalinach. Piec **S**, pracujący z najwyższym stosunkiem powietrza do gazu, wykazuje dość poważną zawartość CO_2 w spalinach. Należy przyjąć, że zasysanie dzikiego powietrza było na tym piecu nieznaczne, gdyż stosunek teoretyczny powietrza do gazu 1.4 odpowiada zawartości CO_2 w spalinach 17,5%. W przypadku topu S_4 należy przypuścić jakiś błąd w pomiarze, dla tak dużej ilości powietrza zawartość CO_2 winna być bowiem niższa.

Na podstawie pomiarów promieniowania płomienia stwierdzono, że w przeciwieństwie do płomienia paliw płynnych, gdzie najsilniejsze promieniowanie istnieje na pierwszej ⅓ długości płomienia, gaz czadnicowy daje długi płomień, a zatem promieniujący mniej więcej równomiernie na całej długości.

Jeśli chodzi o pomiary wielkości przenikania ciepła w dół, stwierdzono, że między poszczególnymi grupami badanych topów zachodzą równie wielkie różnice jak między poszczególnymi piecami.

Na piecu **H** — w czasie pomiarów 1 do 3 — układ otrzymanych wyników liczbowych przenikania ciepła w dół wskazuje na płomień długi, chłodniejszy naprzeciwko klapy pierwszej niż środkowej i trzeciej w kierunku odlotu spalin. W czasie pomiarów 4 do 6, przy piecu starszym o kilka miesięcy, stwierdzono płomień krótki, gdzie najcieplejszy był on naprzeciwko pierwszej klapy i stawał się chłodniejszy w kierunku głowicy odlotowej.

Piec Semi-Venturi, mający krótki płomień we wszystkich punktach pomiarowych, wykazał większe przenikanie ciepła w dół niż piece **H** i **K**. Najgorętszy płomień był przed środkową klapą, najchłodniejszy przed odlotową.

Piec **K** nie wykazywał poważnych różnic w wielkości przenikania ciepła w dół. Najsilniejsze przenikanie zachodziło przed środkową klapą, najsłabsze — przed pierwszą klapą. Należy zauważyć, że w ciągu topu zachodzą poważne zmiany w przenikaniu ciepła do kąpieli. Przypisać je można zmianom jakości gazu i wielkości promieniowania spalin; albowiem ilość gazu ma wpływ dopiero po stronie odlotowej spalin, a poza tym w ciągu półokresu przenikanie maleje dość znacznie, ponieważ maleje również podgrzanie gazu i powietrza. Wreszcie, w ciągu topu powierzchnia kąpieli żużla staje się coraz cieplejsza i powoduje konie-

czność zmniejszenia ilości gazu celem uniknięcia przegrzania sklepienia.

Ponadto, w czasie pomiarów stwierdzono pewną asymetryczność pieców jeśli chodzi o układ płomienia i wielkość jego promieniowania.

Promieniowanie sklepienia w czasie pomiarów nie wykazało wpływu, lub co najwyżej nieznaczny wpływ na wielkość przenikania ciepła w dół. Wielkość przenikania ciepła ku kąpieli tak ściśle łączy się z czasem topienia, że aparat, mierzący je (bliźniaczy kalorymetr) nazwano szybkościomierzem pracy pieca.

Zalecenia co do wyposażenia w aparaturę pomiarową.

Można uogólnić, że kontrola pieców przy pomocy aparatów pomiarowych pozwala zaoszczędzić średnio ok. 10% czasu topu, co daje nie tylko zwiększenie wydajności o 10% lecz również obniżenie zużycia paliwa o 10%, ponieważ dopływu paliwa do pieca nie zwiększa się.

Zaleca się wyposażenie pieców w następujące aparaty:

1) Wskaźnik i rejestrator ilości gazu czadnicowego. 2) Wskaźnik i rejestrator temperatury sklepienia. 3) Rejestrator ciśnienia spalin w piecu. 4) Wskaźnik i rejestrator ilości powietrza. 5) Rejestracyjny kalorymetr do notowania wartości kalorycznej gazu czadniczego na każdej baterii czadnic.

Poza tym stalownia winna mieć dla jednego pieca dalsze wyposażenie do szerszych badań i pomiarów: 1) Aparat do analizy CO_2 w odlotowych spalinach. 2) Opromieniowany pirometr, jako łatwiejszy w obsłudze, w zastępstwie kalorymetru bliźniaczego. 3) Automatyczną kontrolę temperatury spalin.

Cała aparatura kontrolująca winna być umieszczona w kabinie aparatów.

Dla porównania przytaczamy zestawienie wyposażenia pieców martenowskich w aparaturę kontrolującą ich pracę, podane przez British Iron and Steel Research Association (grupę stalowniczą).*)

A. Wyposażenie konieczne. 1) Automatyczna kontrola ciśnienia gazu w przewodzie. 2) Pomiar ilości gazu. 3) Pomiar ilości powietrza. 4) Rejestrator ciśnienia gazu w komorach gazowych pod sklepieniem. 5) Pomiar ciągu kominowego. 6) Rejestrator ciśnienia w piecu. 7) Rejestrator temperatury sklepienia. 8) Termopara do pomiaru temperatury kąpieli stali.

B. Wyposażenie pożądane. 9) Automatyczny regulator ciśnienia w piecu. 10) Rejestrator CO_2 w gazie czadnicowym. 11) Rejestrator temperatury komór powietrznych pod sklepieniem. 12) Aparat czasowy do dawania sygnału do przełożenia gazu.

Jak z powyższego widzimy, zalecenia te nieco się między sobą różnią.

Wykorzystując kontrolę temperatury sklepienia należy pracować intensywnie, licząc się tylko z bezpieczeństwem sklepienia.

Stosunek gazu i powietrza na zaworach należy nastawiać zawsze na teoretyczny, a więc dla gazu czadnicowego (1:1,4) i eliminować zassanie dzikiego powietrza, stosując odpowiednie nadciśnie w piecu do 2 mm słupa wody.

Gaz winno się częściej przekładać, aby uniknąć zbytniego spadku temperatury gazu i powietrza, a co za tym idzie spadku wielkości przenikania ciepła ku kąpieli.

W związku z zaleceniem większej intensywności pracy pieców, piec 80-tonowy, pracujący zimnym wsadem na gazie czadnicowym, winien mieć takie zaopatrzenie, by mógł otrzymać nie mniej niż 10 000 m³ gazu na godzinę i ilość powietrza nieco większą od teoretycznej, nawet przy starych komorach regenaratorowych, a zatem wszystkie przewody, komory, wentylator i wysokość komina winny być odpowiednio zaprojektowane. Przed wojną tego rodzaju jednostki pracowały przeciętnie z ilością gazu 6 000 m³/godz., tj. z ilością o wiele mniejszą.

Wnioski. Ogólnie biorąc, należy stwierdzić, że piec **S** topił o ok. 1½ godz. szybciej niż inne piece, dzięki wysokiemu spółczynnikowi promieniowania płomienia w tym piecu, osiągniętemu przez wysoką temperaturę płomienia, będącą rezultatem uwarstwowienia w kierunku pionowym, tak że nadmiar powietrza płynie pod sklepieniem pieca. Wpływ na podniesienie temperatury płomienia ma również duża ilość gazu oraz b. dobre zmieszanie gazu i powietrza, dające krótki płomień na całej płaszczyźnie nad kąpielą.

W okresie między nasadzeniem a roztopieniem osiągnięcie maksimum zdolności promieniowania płomienia jest dla otrzymania możliwie krótkiego czasu trwania topu istotne.

Jeśli chodzi o konstrukcję pieca, poleca się użycie jak najdokładniej opracowanego systemu urządzeń przepływu powietrza i gazu, pozwalających na dostarczenie piecowi w okresie topienia jaknajwiększej ilości ciepła i polepszenia zdolności świecenia płomienia. Natomiast dla uzyskania możliwie wysokiej temperatury płomienia konieczne jest osiągnięcie możliwie wysokiego podgrzania powietrza i gazu tudzież zredukowanie zassania dzikiego powietrza. Spośród badanych 3 pieców piec o głowicach Semi-Venturi okazał się najlepszy.

E. Bućko

Metalografia, własności i próby.

Oznaczanie granicy sprężystości metodą czterech punktów. **)

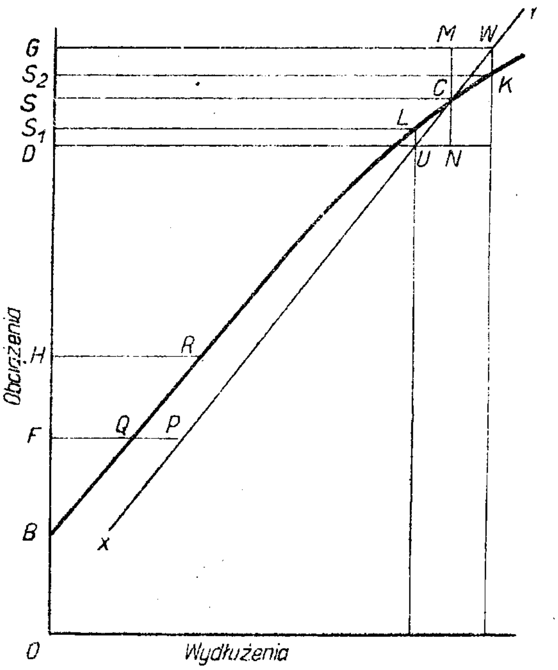
Dla metali i stopów, nie wykazujących wyraźnej granicy płynności, a zwłaszcza dla materiałów lotniczych, zachodzi konieczność oznaczania wartości, do której możemy obciążać dany materiał, nie polegając jedynie na spółczynniku bezpieczeństwa. Wartość taką stanowi granica sprężystości. Jest to, podzielona przez przekrój badanej próbki wartość obciążenia, wywołującego pewien, z góry określony, procent wydłużenia trwałego (niesprężystego), a więc wartość naprężenia, powodująca wydłużenie sprężyste, podlegające prawu Hooke'a + pewne umowne, zazwyczaj b. małe, wydłużenie stałe. Wydłużenie to przyjmowane bywa różnie; najczęściej spotyka się 0,1%. Poza znanym sposobem oznaczania granicy sprężystości przy pomocy wykresu pomiarów ekstensometrem, istnieje metoda, opracowana przez N. Lindley'a i C. Crowa oparta na module sprężystości Younga.

Moduł Younga określa liniową zależność naprężenia od wydłużenia sprężystego w granicach działania prawa Hooke'a. Znając zatem moduł sprężystości **E** (w kg/mm²) wymaganą granicę sprężystości **S** (w kg/mm²) i wydłużenie trwałe, ustalone dla granicy sprężystości, oznaczone przez **a** w %, możemy wyrazić całkowite wydłużenie na granicy sprężystości przez $A_s = \frac{S}{E} \cdot 100 + a$

*) British Steelmaker 1947, Nr 4, str. 198/199.

**) R. A. Beaumont. Mechanical Testing, Londyn 1945.

W celu sprawdzenia prawidłowego przebiegu badania posługujemy się znanym modułem dla danego rodzaju stopu, ponieważ jednak do dokładnych pomiarów sposób ten nie wystarcza, trzeba oznaczyć moduł sprężystości przy rozciąganiu próbki z ekstensometrem. Wypada tu zauważyć, że zależność $S=\frac{A_s-a}{100}E$ przy znanych **a** i **E** nie określa przebiegu krzywej rozciągania, podaje natomiast związek między wydłużeniem a naprężeniem na granicy sprężystości. Wzór powyższy przedstawia równanie prostej **XY** (rys. 1)



Rys. 1.

W praktyce odbiorczej wymagamy, aby granica sprężystości mieściła się w podanych z góry granicach. Nawet w tych przypadkach, gdy podano tylko dolną granicę, można dopuścić górną, przyjmując pewien rozsiew na podstawie praktyki. W takich warunkach problem oznaczenia granicy sprężystości staje się rozwiązalny przy pomocy poniższej metody, należy tylko wprowadzić jeszcze pewne uproszczenie, a mianowicie założyć, że odcinek krzywej rozciągania (na rys. 1 odcinek **KL**) w okolicy granicy sprężystości jest linią prostą. Uproszczenie to powoduje błąd, mniejszy niż wynosi dokładność maszyn do rozciągania, jest więc w praktyce odbiorczej dopuszczalne. Rys. 1 przedstawia część wykresu rozciągania w pobliżu granicy sprężystości **S**, oś odciętych — wydłużenia, oś rzędnych — obciążenia.

Dla dalszego wywodu obojętne jest czy rozważać będziemy obciążenia, wykazywane przez maszynę, czy też naprężenia, z uwzględnieniem przekroju próbki; obojętne jest również czy stosujemy wydłużenia, podawane przez ekstensometr czy przeliczone w procentach. Różnice, wynikające z odmiennego traktowania jednostek na obu osiach, mogą wpływać na układ nomogramów, wzgl. na sposób obliczania, o którym będzie mowa później. Linia **BQRLCK** jest krzywą, naniesioną z odczytów ekstensometru i obciążeń. Należy zauważyć, że zaczyna się ona nie na początku układu **O** lecz w punkcie **B**, zgodnie z praktyką zakładania ekstensometru dopiero wówczas, gdy próbka znajduje się pod małym początkowym obciążeniem (obciążeniem napinającym), a to w celu uniknięcia zakłóceń, spowodowanych luzami w maszynie i obsunięciem w uchwytach. Odcinek **OB** wynosi zwykle ok. 20% przewidywanej granicy sprężystości. Różnica wydłużeń, spowodowana tym przesunięciem, musi być następnie uwzględniona. Linia **XY** jest równoległa do prostej części **BQR** i przeprowadzona w odległości **a**, równej trwałemu wydłużeniu, podanemu w definicji granicy sprężystości. **OD** i **OG** — to dolna i górna granica zakresu dopuszczalnej granicy sprężystości, podana w warunkach odbiorczych. Odcinki $BF = FH = \frac{BD}{n} = \frac{BG}{m}$ gdzie **n** i **m** są dowolnymi liczbami całkowitymi dobiera się tak, aby mieściły się w obu granicach bez reszty. Służą one do oznaczania i sprawdzania modułu sprężystości. Warunek podzielności **BD** i **BG**, wzgl. **OD** i **OG** przez **BF** i **FH** a zarazem i przez **OB**, spowodowany jest jedynie uproszczeniem dalszych obliczeń, zwłaszcza jeżeli nie stosuje się nomogramów. Wydłużenia sprężyste $FQ = A_1$ i $HR = A_2$ mierzone w punktach **F** i **H** (punkty te leżą oczywiście na odcinku wydłużeń czysto sprężystych) są dwoma pierwszymi pomiarami tej metody i służą do obliczania **E**, niezbędnego do dalszych rozważań, znając bowiem **E** i **a**, można obliczyć całkowite wydłużenia, wymagane na obu granicach zakresu dopuszczalnej granicy sprężystości. Na rysunku nie uwzględniono potrzebnej do zilustrowania tego obliczenia poprawki, usuwającej błąd, spowodowany przesunięciem początku pomiaru do **B**, a to dlatego, by nie powtarzać rysunku. Czytelnik musi uwzględnić tę niezgodność rysunku z wywodami matematycznymi w tekście. Na tok samego rozumowania poprawka owa nie ma oczywiście wpływu.

A więc wiemy, że $DU = \frac{A_1}{FB}OD + a = \frac{A_2}{HB}OD + a$ *) i podobnie $GW = \frac{A_1}{FB}OG + a$. **) Jeżeli granica sprężystości ma być wyższa od dolnej granicy zakresu, dopuszczonego przez warunki (**OD**), wówczas $DU = S_1L$, czyli wydłużenie całkowite graniczne odpowiadać będzie jakiemuś wyższemu obciążeniu OS_1. Podobnie, jeśli granica sprężystości ma być niższa od wymaganej górnej granicy dopuszczalnego zakresu (**OG**), wówczas wydłużenie **GW** odpowiadać będzie jakiejś niższej wartości OS_2 obciążenia. Oznaczenia OS_1 i OS_2 są dwoma dalszymi i zarazem ostatnimi pomiarami metody.

Przejdźmy teraz do ostatecznych obliczeń. Nazwijmy $SD=c$, $GD=d$, $GS=d-c$, $S_1D=e$, $GS_2=b$. Z podobieństwa trójkątów **ULC** z **WKC** i **UNC** z **WMC** wynika zależność $c/b=c\ (d-e)$, czyli $c = \frac{ed}{e+b}$ Wzór powyższy jest ważny nawet i wtedy, gdy znalezione wartości S_1 i S_2 wychodzą poza zakres **DG**, należy jednak wówczas **e** lub **b** brać ze znakiem ujemnym. Obliczone w ten sposób **c**, dodane do dolnej granicy zakresu, daje szukaną granicę sprężystości.

Metoda ta nie przedstawia szczególnych korzyści i nie jest o wiele wygodniejsza od zwykle stosowanej z wykresem; różnica polega jedynie na przerzuceniu punktu ciężkości z wykresu na wzory matematyczne, gdyż przy metodzie 4 punktów nie potrzeba wykonywać wykresu. W użyciu wzoru tkwi jednak możność znacznego skrócenia oznaczania granicy sprężystości.

*) Na rysunku odcinek $DU = \frac{A_1}{FB}BD + a$ (bez uwzględnienia poprawki).

**) Na sysunku odcinek $GW = \frac{A_1}{FB}BG + a$ (bez uwzględnienia poprawki).

jeżeli bowiem zastąpimy wzory nomogramami (w Anglii istnieją dla tego celu gotowe i b. poręczne nomogramy), oznaczanie granicy sprężystości zredukuje się — poza dokonaniem 4, opisanych wyżej pomiarów — do parusekundowego obliczenia granicy z nomogramu. Metoda ta, opracowana w układzie metrycznym, miałaby szanse rozpowszechnienia.

Celem sprawdzenia poprawności jej polecamy przykładowe przerobienie przypadku z wykresu, przy czym niezbędne dane muszą być wzięte — w przeciwieństwie do zalecanego sposobu — z samego wykresu. Zalecony sposób postępowania w oznaczaniu granicy sprężystości wygląda na podstawie powyższego następująco:

1) Obciążyć próbę do ok. 20% przewidywanej granicy sprężystości, założyć ekstensometr i ustawić go na zero.

2) Zwiększyć obciążenie o dalsze 20% lub o wartość, mieszczącą się bez reszty w obu granicach wyznaczonych i odczytać na ekstensometrze wydłużenie (A_1); 20% obciążenia w tym i poprzednim punkcie podano przykładowo. W zależności od ułożonych tablic lub nomogramów obciążenia te winny być tak dobrane, aby ułatwiały obliczenie.

3) Zwiększyć obciążenie o taką samą wartość i odczytać wydłużenie (A_2). Sprawdzić poprawność badania.

4) Zwiększyć obciążenie aż do uzyskania wydłużenia na ekstensometrze w wielkości **DU** i zanotować odnośne obciążenie S_1. Wydłużenie **DU** otrzymuje się z tablicy lub nomogramu.

5) Zwiększyć jeszcze bardziej obciążenie do uzyskania wydłużenia **GW** (**również** obliczonego z tablicy lub nomogramu) i zanotować odnośne obciążenie S_2.

6) Usunąć ekstensometr i prowadzić dalsze obciążenie aż do uzyskania maksymalnego obciążenia (normalne badanie próbki na rozrywanie).

7) Z wyżej otrzymanych danych obliczyć **S** wg wzoru na **c**, przy czym **c** oznaczyć z nomogramu.

Powyższy opis metody ma na celu dać czytelnikowi jedynie tylko ogólne pojęcie o istnieniu — innego niż dotychczas — sposobu oznaczania granicy sprężystości.

Z. Jasiewicz

Sposoby unikania płatków w ryglach stali kutej. *)

W artykule tym autor dokonywa przeglądu teorii o płatkach, omawia nowe cykle cieplne, które zapobiegają powstawaniu płatków i opisuje przemysłową realizację owych cykli w procesie ciągłym lub przerywanym.

Przegląd teorii o płatkach. Płatki znane były od 1911 r. lecz dopiero znacznie później zaczęto uważać je za wewnętrzne pęknięcia stali, przy czym powoływano się na rozliczne powody pęknięć, jak naprężenia, wtrącenia, ciśnienie wewnętrzne gazów rozpuszczonych itd. Później, po stwierdzeniu, że płatki ukazują się tylko w stalach, poddanych obróbce plastycznej na gorąco, przypisano główny wpływ wodorowi, który w wysokiej temperaturze rozpuszcza się w stali w stanie atomowym i nadzwyczaj łatwo w niej dyfunduje. Przypuszcza się, że podczas studzenia, przy temperaturze ok. 260°, atomy wodoru wydzielają się i łączą w drobiny, nie mające już zdolności dyfuzji, wskutek czego powstają lokalne, b. wysokie ciśnienia powodujące wewnętrzne pęknięcia stali, tj. płatki.

*) Kingsley. Metal Progres 1945, str. 699—704.

Gdy stal nie jest przerabiana plastycznie na gorąco, wodór uchodzi dość łatwo, natomiast przeróbka plastyczna zamyka drogi łatwego ujścia wodoru i powoduje podczas stygnięcia powstawanie wysokich nadciśnień. B. powolne studzenie ułatwia ujście wodoru i zmniejsza skłonność do tworzenia się płatków. Niezależnie od teorii, wysuniętych celem wyjaśnienia powstawania płatków, główne warunki ich tworzenia się można ująć w sposób następujący:

1) Duże sztuki są wrażliwsze na płatki od małych.
2. Stale wysokowęglowe lub wysokostopowe są wrażliwsze od stali małowęglowych i słabostopowych.
3) Stale austenityczne nierdzewne są zupełnie wolne od płatków.
4) Wytopy o tej samej analizie i jednakowo wyrobione, walcowane w tych samych warunkach, mogą mieć b. różne skłonności do powstawania płatków, (prawdopodobnie w zależności od zawartości w nich wodoru).
5) Rygle, powoli studzone, mogą być po walcowaniu wolne od płatków zaraz po ostudzeniu, lecz wykazywać liczne płatki po kilku miesiącach.

Ostatnio Bamberger opisał nowy cykl cieplny, który jest równocześnie skutecznym środkiem do zwalczania powstawania płatków i zmiękczania stali.

Cykl ten składa się:

A. Z chłodzenia **na powietrzu** po obróbce plastycznej aż do temperatury, niższej od temperatury przemiany lecz wyższej od temperatury wydzielania się wodoru (260°).

B. Z podgrzania do temperatury powyżej Ac_1, z utrzymaniem temperatury dla wyrównania jej w masie.

C. Ze studzenia na powietrzu.

Próbowano też cykli odmiennych (trzymanie w różnych temperaturach dla otrzymania przemian izotermicznych bez podgrzania, studzenie powyżej Ar_1 i podgrzanie, studzenie poniżej Ar_1 i podgrzanie poniżej Ac_1). Zmiany te miały czasem pewne powodzenie, ale na ogół wyniki ich nie były zadawalające. Ponieważ sam fakt wydzielania się wodoru nie wystarcza do wytłumaczenia skuteczności nowego cyklu cieplnego, Bamberger wysunął nową teorię o płatkach. Wg niego płatki powstają wskutek naprężeń wewnętrznych, powodujących pęknięcie, które to naprężenia składają się z 4 różnych naprężeń zasadniczych, a mianowicie:

1) Naprężeń cieplnych rozciągających, z powodu różnicy temperatur między wnętrzem a powierzchnią sztuk.
2) Naprężeń, z powodu ciśnienia wydzielonego wodoru.
3) Naprężeń, z powodu przemiany stali podczas jej stygnięcia.
4) Naprężeń, pozostałych po przeróbce plastycznej.

Gdy stal studzona jest wg cyklu, opisanego wyżej, pierwsze studzenie poniżej Ar_1 lecz powyżej 260° spowoduje naprężenia (1) (3) i (4), tj. wszystkie, bez naprężeń z powodu ciśnienia wodoru. Przy ponownym podgrzewaniu giną naprężenia z powodu przemian (3) i przeróbki plastycznej (4). Po następnym ostudzeniu na powietrzu pozostają tylko naprężenia cieplne (1) i wodorowe (2), które są za słabe dla spowodowania pęknięć wewnętrznych, tj. płatków. Ponieważ naprężenia cieplne są tym większe, im sztuka jest grubsza, jest rzeczą zrozumiałą, że skłonność do płatków rośnie wraz z wymiarami sztuk, co zgadza się z wynikami praktycznymi.

Nowa teoria płatków Bambergera jest b. interesująca, opiera się bowiem na wynikach praktycznych i dobrze tłumaczy zaobserwowane fakty.

Cykle chłodzenia, zwalczające powstawanie płatków. Opierając się na teorii Bambergera, autor ustalił kilka cykli cieplnych, zwalczających powstawanie płatków w ryglach ze stali stopowych. Po walcowaniu rygle te mogą być studzone jak najszybciej, z warunkiem, aby przed następującym podgrzaniem końce rygli nie oziębiły się poniżej 260° a środek był już poniżej A_{r1}. Gdy oba te warunki są spełnione, podgrzewa się rygle tuż poniżej A_{c1} (zmiana cyklu Bambergera) przez przeciąg czasu, dostateczny do wyrównania temperatury, po czym studzi się je w piecu do 650°, a następnie na powietrzu, poniżej tej temperatury. Wobec tego, że punkty przemiany wielu gatunków stali są b. bliskie siebie, było rzeczą możliwą zredukować do 4 liczbę cykli cieplnych dla 17 gatunków stali stopowych. Cykle te podane są w umieszczonej poniżej tablicy:

Cykle cieplne, zapobiegające powstwaniu płatków w różnych stalach stopowych.
Gatunki stali i ich przynależność do poszczególnych cykli.

Gatunki stali	C	Mn	Si	Ni	Cr	Mo
Cykl I						
Ni-Cr-Mo	0,3–0,5	0,5–0,8	0,15–0,35	1,0–2,0	0,5–0,8	0,2–0,6
Cykl II						
5% Ni	0,1–0,2	0,3–0,6	0,15–0,35	4,7–5,2	–	–
3,5 Ni-Mo	0,1–0,3	0,4–0,6	0,15–0,35	3,2–3,7	–	0,2–0,3
Cykl III						
52100	0,9–1,1	0,3–0,6	0,15–0,35	–	0,9–1,5	–
52100+Mo	0,9–1,1	0,3–0,6	0,15–0,35	–	0,9–1,5	0,2–0,4
9255, 9260	0,5–0,65	0,7–1,0	1,8–2,2	–	–	–
4100	0,3–0,5	0,7–0,9	0,15–0,35	–	0,6–1,1	0,2–0,3
5100	0,3–0,5	0,7–0,9	0,15–0,35	–	0,7–1,9	–
9262	0,55–0,65	0,75–1,0	1,8–2,2	–		–
Cykl IV						
3100	0,3–0,5	0,6–0,9	0,15–0,35	1,1–1,4	0,6–0,9	–
3200	0,3–0,4	0,3–0,6	0,15–0,35	1,6–2,0	0,9–1,2	–
3300	0,1–0,35	0,3–0,6	0,15–0,35	3,2–3,7	1,4–1,8	–
3400	0,1–0,4	0,3–0,6	0,15–0,35	2,7–3,2	0,6–0,9	–
NE 8600	0,15–0,3	0,7–0,9	0,15–0,35	0,4–0,6	0,4–0,6	0,2–0,3
NE 9400	0,15–0,5	0,8–1,2	0,4–0,6	0,2–0,5	0,2–0,4	0,1–0,2
NE 9500	0,3–0,5	1,2–1,5	0,4–0,6	0,4–0,7	0,4–0,6	0,1–0,2

Obróbka cieplna poszczególnych cykli.

	1) Studzenie szybkie do temperatury i wytrzymanie w tej temperaturze, zależnie od wymiarów rygli	2) Podgrzanie do temperatury i wytrzymanie w tej temperaturze, zależnie od wymiarów rygli	3) Ostudzenie w piecu do temperatury, a następnie studzenie na powietrzu
Cykl I	425–370°	675–705°	650°
Cykl II	400–345°	675–705°	650°
Cykl III	650–595°	705–730°	650°
Cykl IV	595–535°	705–775°	650°

Czasy, potrzebne do wyrównania temperatur

Wymiar rygli w mm	Trzymanie w temperaturze najniższej	Trzymanie w temperaturze najwyższej
150x150	6 godz.	6 godz.
175x175	6 „	8 „
200x200	6 1/2 „	8 1/2 „
225x225	7 „	9 „
250x250	8 „	10 „
275x275	8 1/2 „	10 1/2 „
300x300	9 „	11 „

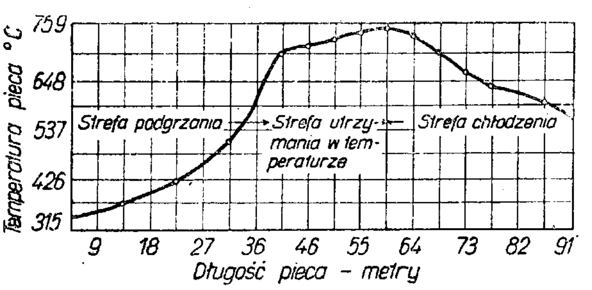
Praktyczna realizacja cykli. Cykle te były zrealizowane bądź w piecach komorowych, w ruchu przerywanym, bądź też w piecach tunelowych, w ruchu ciągłym.

W pierwszym przypadku rygle, wychodzące spod walców, układane są warstwami na ruchomym spodku pieca, z oddzieleniem każdej warstwy od następnej szynami, dla zapewnienia swobodnego dostępu gazów lub powietrza między ryglami, podczas grzania i chłodzenia. Gdy końce rygli dochodzą do przepisanej minimalneej temperatury, wciąga się spodek do pieca.

W ruchu ciągłym, rygle naładowane są na wózki

1,65 x 4,5 m, które przesuwają się w liczbie 21 przez piec tunelowy Dresslera, o długości 105 m, który przedtem był przeznaczony do żarzenia stali w trybie ciągłym. Piec ten, podzielony jest, pod względem działania, na 3 strefy: podgrzania o długości 36 m, utrzymania w temperaturze o długości 18 m i studzenia o długości 51 m. Grzanie odbywa się przy pomocy 5 palników na gaz ziemny, znajdujący się w strefie środkowej. W strefie chłodzenia ciepło odbierane jest przez wdmuchiwanie powietrza, które potem zużytkowuje się w palnikach. Poza piecem właściwym znajduje się po obu stronach komora wstępna z zasłonami: wejściową i wyjściową. Pozwala to na wprowadzanie i wyprowadzanie wózków, bez potrzeby stwarzania bezpośredniego połączenia pieca z atmosferą zewnętrzną. Szybkość maksymalną przesuwu w piecu określa się, począwszy od czasu koniecznego pobytu w temperaturze podgrzania.

Wymiar rygli w m/m	Czas minimalny pobytu w temperaturze podgrzania	Szybkość maksymalna przesuwu m/godz.
87—125	2½ godz.	7,20 m
125—187	3¼ „	5,54 m
187—300	4½ „	4.00 m



Rys. 1.
Profil termiczny dla rygli 175×175 mm
ze stali S. AE. 4340
Przesuwanie wózka co 2 godziny
Czas trwania całej operacji = 42 godz.

Rys. 1 podaje cykl cieplny pieca, przy szybkości średniej przesuwu, wynoszącej ok. połowy szybkości maksymalnej.

Wyniki. Omówione wyżej cykle cieplne, zastosowane w piecu tunelowym do rygli ze stali stopowych, pozwoliły na wyprodukowanie w ciągu jednego roku 25.000 t stali stopowych, zupełnie wolnych od płatków i lepiej zmiękczonych niż przez zwykły proces powolnego studzenia. Koszty własne były również mniejsze z powodu większej szybkości przepływu, albowiem zwykłe studzenie trwa 100 do 170 godz., opisana zaś obróbka cieplna wymaga tylko 30 do 70 godz. w piecu komorowym, a jeszcze mniej w piecu ciągłym.

St. Block

Przegrzanie i spalenie stali. *)

Nagrzanie stali do wysokiej temperatury powoduje kolejno zjawiska przegrzania i spalenia, co w praktyce poznaje się po złomie, który nabiera specjalnego wyglądu i po mikrostrukturze, która w przypadku spalenia wykazuje miejsca puste oraz powłoki tlenków między ziarnami. Powstawanie spalenia przypisuje się ogólnie następującym przyczynom:

1) stopieniu składników niemetalicznych między ziarnami austenitu,
2) oddzieleniu się kryształów pod wpływem uchodzących gazów i
3) utlenieniu składników, jak Cr lub Al, wytwarzających warstwy tlenków między ziarnami.

Niżej opisane próby dowodzą, że zjawiska te nie wpływają na powstawanie struktury gruboziarnistej metali przegrzanych. Na temat ten były już podejmowane liczne badania, specjalnie przez Stenfielda i Steada, Jominy'ego oraz Austina, którzy stwierdzili wpływ różnorodnych przyczyn, powodujących jednocześnie przegrzanie i spalenie lecz nie wyjaśnili dostatecznie ich ważności względnej. Badania obecne dotyczyły wpływu temperatury, atmosfery pieca, szybkości grzania i studzenia. Były one przeprowadzone na dużej ilości stali węglowych, niklowo-chromowych tudzież niklowo-chromowo-molibdenowych. Wybrano zawartość C niskie lub średnie dla lepszego oddzielenia strefy przegrzania od strefy spalenia. Znalezienie początku przegrzania może być dokonane czy to próbą na złom, czy też przez badanie mikrograficzne, pod warunkiem odpowiedniej obróbki cieplnej stali po przegrzaniu.

Wobec tego, że przegrzanie wywołuje specjalną kruchość, można również posługiwać się badaniem udarności. Próby wykazały nikły wpływ atmosfery i zwykłych składników stali, jak: **C, Mn, Si, Ni, Cr** Nawet zawartość gazów i wtrąceń niemetalicznych mało wpływa. Stale z pieców elektrycznych są na ogół bardziej wrażliwe na przegrzanie niż stale martenowskie. Przegrzanie następuje w określonej strefie temperatur i zależy przede wszystkim od szybkości, z jaką się metal w tej strefie ochładza. Krańcowe szybkości przy zahartowaniu, lub odwrotnie, przy wolnym studzeniu w piecu, znoszą prawie zupełnie przegrzanie. To stwierdzenie pozwoliło na zastosowanie obróbki cieplnej regeneracyjnej, tj. skutecznej.

Przeprowadzanie badań. Próbki stali były umieszczane w rurze z silimanitu, ogrzewanej w piecu o regulacji automatycznej, dającej dokładność większą niż 10° odchyłki. Można było wpływać na skład atmosfery przez urządzenie do spalania gazu świetlnego z dowolną ilością powietrza. Temperatura mogła dojść do 1375°.

Próby, określające przegrzanie. Próby na złamanie. Przegrzane próbki były nadcięte i łamane przez uderzenie, umocowując je bądź jednostronnie, bądź też kładąc je na 2 podporach. Wyniki były w obu wypadkach podobne.

Trawienie. Próbowano przeszło 100 odczynników, łącznie z kąpielami roztopionych soli. Najodpowiedniejsze okazały się następujące:

1) Atakowanie odczynnikiem Howartha (10% H_2SO_4, 10% HNO_3 w wodzie). Próbka trawiona jest 30 sekund, wytarta watą i spłukana wodą. Powtarza się to 3 razy, po czym poleruje się lekko z powrotem.
2) Elektrolityczne trawienie w roztworze nasyconym azotanu amonu. Próbka służy jako anoda. Katoda musi być z platyny lub ze stali nierdzewnej. Czas trwania trawienia do 3 min., z gęstością prądu 0,1 A/cm² przy 6 V. Oddalenie anody od katody

*) A. Preece, A. Hartley, S. E. Meyer i J. Nutting. Journal of the Iron and Steel Institute 1946, Advance Copy, str. 18.

2 cm. Liczne badania dowiodły istnienia ścisłego związku między strukturą a własnościami. Najodpowiedniejszy stan obróbki cieplnej do zastosowania przed badaniem próbek przegrzanych został określony jak następuje: dla stali stopowych trzymanie 1 godz. przy 600°, dla stali węglowych przy 200°, z chłodzeniem w oliwie. W tych przypadkach próba na złamanie oraz trawienie w azotanie amonu daje najbardziej charakterystyczne wyniki. Przy innych stanach końcowych, np. po zahartowaniu w oliwie, te sposoby badania zawodzą. Odczynnik Howartha daje wyniki, niezależnie od stanu końcowego. Zastosowanie powyższych metod badania pozwala określić temperaturę początkową przegrzania z dokładnością 25°. Dla 25 badanych gatunków stali temperatura przegrzania wahała się od 1200 do 1400°.

Określenie temperatury przegrzania. Próbki każdej stali były grzane w temperaturach, wzrastających co 25°, przy czasie pobytu w temperaturze 30 min. i poddane opisanym wyżej próbom. Jako temperaturę przegrzania przyjmowano najniższą temperaturę, przy której występowały oznaki przegrzania. Większa część prób była przeprowadzona w atmosferze, zawierającej $N_2 = 78\%$, $CO_2 = 10\%$, $H_2O = 8\%$, $O_2 = 4\%$. Po stwierdzeniu, że skład atmosfery nie wpływa na wyniki, zastosowano $N_2 = 96\%$, $O_2 = 2\%$, $H_2O = 2\%$. Próby wykazały, że nie ma wyraźnego związku między składem chemicznym, a temperaturą przegrzania. Zdarza się, że stale o tym samym składzie mają b. różne temperatury przegrzania. Na ogół stale martenowskie są odporniejsze od stali elektrycznych. W związku z przypuszczeniem, że pochodzi to z różnic w zawartościach **P** i **S**, przeprowadzono badania porównawcze, które nie dały wyraźnych wyników.

Wpływ przegrzania na udarność i inne własności mechaniczne. Przegrzane próbki były potem ulepszone cieplnie, z odpuszczeniem ok. 600°. Wykazywały one wyraźny spadek udarności, gdy tylko temperatura przegrzania została przekroczona. Spadek ten wzmagał się wraz ze wzrostem temperatury. Przy jednakowych wytrzymałościach wydłużenie spadało po przegrzaniu nieznacznie, zwężenie zmniejszało się wszakże wyraźnie.

W p ł y w a t m o s f e r y. Użyto do badań gazów spalinowych „gazoilu", gazu z dużą zawartością **S** i gazu spalonego ze znacznym nadmiarem powietrza. Próby wykazały nikły wpływ atmosfery na temperaturę przegrzania. Wyniki te są sprzeczne z wynikami Jominy'ego, który podaje, że obecność tlenu obniża tę temperaturę o ok. 50°.

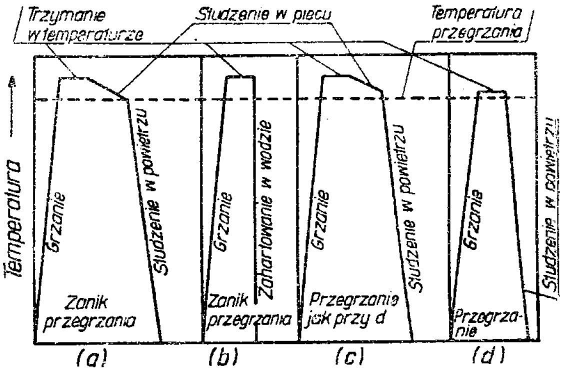
C z a s t r w a n i a p r z e g r z a n i a. Wpływ czasu trwania przegrzania określono przy 1350° na próbkach, trzymanych w tej temperaturze 5 min., 20 min., 1½ godz., 5½ godz. Wpływ przegrzania rośnie z czasem, jest wszakże b. znaczny już po 5 min. Działanie może być nawet szybsze, albowiem próbki, grzane indukcyjnie krócej niż 1 min., były wyraźnie przegrzane.

Z i a r n o s t a l i. Próby wykazały, że przegrzanie nie ma związku z wielkością ziarna austenitu. Określenia były dokonywane przy 1275° i 1300°, w ciągu 30 min. metodami klasycznemi na stalach o różnych zawartościach Al.

Znaczenie szybkości chłodzenia po przegrzaniu. Szybkość studzenia po przegrzaniu ma b. duże znaczenie. Próbki przegrzane i powoli studzone (3° na min.) w strefie przegrzania nie wykazują cech przegrzania, podczas gdy te same próbki, studzone na powietrzu, są b. gruboziarniste.

Podobnie b. szybkie ostudzenie przez zahartowanie niweczy skutki przegrzania. Było to sprawdzone na stalach Ni — Cr — Mo, grzanych do temperatur, dochodzących aż do 1375°. Próby wykazały dalej, że strefa temperatur, w której powolne studzenie jest konieczne, obejmuje tylko temperatury od najwyższej — do temperatury lekko poniżej początku przegrzania. Dalej szybkość chłodzenia nie ma znaczenia.

W myśl powyższego, gdy stal, posiadająca temperaturę przegrzania 1300°, była zagrzana do 1375° i studzona do 1325° wolno, a potem szybko, stopień jej przegrzania równał się stanowi tej samej stali, przegrzanej przy 1325°. Wyniki te są uwidocznione na rys. 1.



Rys. 1.

Wpływ szybkości studzenia na przegrzanie.

Regeneracja przegrzanych stali. W praktyce stale przegrzane dają się zregenerować długim normalizowaniem w temperaturach między 900 a 1150°, kilkakrotnie powtarzanym. Wypróbowano 3 stale Ni — Cr i Cr — Mo, których temperatura przegrzania wynosiła 1300°. Zostały one przegrzane na 1325° i żarzone jak następuje:

a) 1 godz. przy 900°, bez żadnej poprawy,
b) 1 godz. przy 1100°, lekka poprawa,
c) 6 godz. przy 1100°, wybitna poprawa lecz tylko dla stali Ni—Cr,
d) 1 godz. przy 1200° te same wyniki co 6 godz. przy 1100°.

Opierając się na opisanym przedtem wpływie szybkości chłodzenia, poddano te same stale przed ulepszeniem przegrzaniu w temperaturze 1375° i obróbce cieplnej jak poniżej. Otrzymano następujące wyniki udarności.

Obróbka cieplna przed ulepszeniem	Udarność Izoda
Metal walcowany	74
Metal przegrzany przy 1375°	52
Metal przegrzany i zregenerowany przy 1375°, wolno chłodzony do 1250°, potem zaś chłodzony na powietrzu	67
Metal przegrzany, zregenerowany przez grzanie na 1375°, studzony na powietrzu, ponownie zagrzany do 1375°, studzony w piecu do 1250°, a potem na powietrzu	68

Złomy próbek wykazują, że ta ostatnia obróbka cieplna jest skuteczna i zupełnie niweczy ziarnistość.

Wnioski. Najważniejsze wyniki tych badań są następujące:

1) Przegrzanie jest cechą charakterystyczną metalu i zachodzi przy temperaturze wyższej od 1250°. Ujawnia się ono na złomie przez kryształy o wyraźnych ściankach, a na mikrostrukturze przez specjalny rysunek (pasemka czarne na granicach ziarn).
2) Przegrzanie pochodzi od dyfuzji, która odbywa się w ziarnie austenitu w temperaturach przegrzania. Szybkość chłodzenia ma duży wpływ na dyfuzję i strukturę przegrzania.
3) Podobne stale mają b. różną skłonność do przegrzania. Stale elektryczne mają — na ogół — temperatury przegrzania niższe niż stale martenowskie.
4) Stale, zawierające mało wtrąceń, mają — na ogół — niską temperaturę przegrzania.
5) Skład atmosfery nie wpływa na przegrzanie.
6) Początek przegrzania mało wpływa na wyniki próby na rozerwanie.
7) Regeneracja stali, przegrzanych przez wolne chłodzenie w strefie przegrzania, jest najlepszym sposobem przywrócenia im początkowych własności.

St. Block

Ceramika metali.

Ceramika metali a metale trudnotopliwe.*)

Produkcja narzędzi i części maszyn z proszków drogą ceramiki metali, korzystna ze względu na ekonomię pracy, staje się nieodzowna, gdy mamy do czynienia z wolframem, tantalem, molibdenem i niobem, z uwagi na ich wysoką temperaturę topnienia. Sole tych metali, o czystości wymaganej, dla redukcji na proszek metaliczny, otrzymuje się na drodze chemicznej. W procesie „Fansteel" koncentraty wolframitu (wolframki żelaza i manganu) proszkuje się i poddaje działaniu gorących ługów, przez wielokrotną krystalizację oczyszcza się produkt, po czym strąca kwasem solnym kwas wolframowy H_2WO_4, który następnie przemywa się, filtruje, suszy, rozdrabnia i wreszcie redukuje czystym, suchym wodorem. Proces ten, celem otrzymania metalu o wymaganej czystości i ziarnistości, musi być przeprowadzony b. dokładnie. Wielkość ziarn waha się od 0,5 do 8 μ i zależy przede wszystkim od temperatury i szybkości przepływu wodoru. Zimny proszek zasypuje się do form (matryc), o wielkości i kształcie, odpowiadającym dalszemu przeznaczeniu materiału i prasuje. Ciśnienie prasowania dochodzi do 10000 atmosfer. Po wyjęciu z form, spieka się wstępnie w atmosferze wodoru przy 1000 do 1200°C.

Następną operacją jest spiekanie w specjalnych piecach, chłodzonych wodą, gdzie prasówka, umieszczona między nieruchomą a ruchomą elektrodą, nagrzewa się pod wpływem prądu o dużym natężeniu do pożądanej temperatury. Temperatury spiekania są bliskie do temperatur topnienia spiekanych metali, np. w przypadku wolframu ok. 3000°. Należy podkreślić, że w czasie tej operacji cząsteczki proszku nie topią się, jedynie tylko poszczególne ziarna zmieniają swe położenie i rozrastają się kosztem ziarn sąsiadujących. Daje to wynik, zbliżony do topienia i odlania.

Spieczony wolfram jest kruchy i musi być obrabiany plastycznie na gorąco, jednak w wyniku zastosowanej obróbki staje się coraz bardziej plastyczny, tak że wreszcie można nawet ciągnąć z niego drut przy temperaturach pokojowych.

Tantal i niob nastręczają szczególne trudności. Oba te metale występują w tantalicie (tantalki i niobki żelaza i manganu). Sposób otrzymywania podobny jest do sposobu stosowanego dla wolframu z tą tylko różnicą, że wykrystalizowuje się K_2TaF_7 (fluorek potasowo tantalowy), pozostawiając tlenofluorek niobu $K_2NbOF_5H_2O$ w roztworze do następnej operacji. Redukcja fluorku potasowo tantalowego odbywa się za pomocą elektrolizy rozpuszczonej soli. Spiekanie po prasowaniu odbywa się w próżni, ze względu na dążność Ta i Nb do pochłaniania wodoru (TaH_2). Po spiekaniu przekuwa się te metale na zimno, po czym można je poddać dowolnej obróbce plastycznej.

Waga otrzymywanych w ten sposób kształtek metali trudnotopliwych waha się często ok. 6 kg, a zastosowanie, produkcja i zużycie stale wzrastają. Odpadków nie można przerobić powtórnie (jak w metodach odlewniczych) lecz sprzedaje się je lub używa do produkcji twardych stopów nie zawierających żelaza.

Wł. Rutkowski

Wiadomości ekonomiczne.

Niemiecki hutniczy przemysł żelaza w planie czteroletnim. **)

Komisja techniczna hutnictwa żelaza, powołana przez komitet europejskiej współpracy gospodarczej, wyraziła w swym sprawozdaniu pogląd, że 16 uczestniczących państw (łącznie z Niemcami zachodnimi), prawdopodobnie pokryje w 1948 r. całkowicie własne zapotrzebowanie na stal. Konieczność importu ograniczy się jedynie do niektórych specjalnych produktów, jak np. do blachy cienkiej i białej. Ponadto Niemcy będą musiały sprowadzić ze Stanów Zjednoczonych pewne ilości stali na odbudowę transportu i kopalń węgla. Osiągnięcia te możliwe będą wszakże tylko wówczas, jeżeli spełnione zostaną odnośne warunki na odcinku zaopatrzenia w koks.

Sprawozdanie przypomina, że Europa dysponowała przed wojną przemysłem stalowym, równym co do swej zdolności wytwórczej produkcji stali w Stanach Zjednoczonych. Przemysł ów całkowicie pokrywał zapotrzebowanie Europy i eksportował jeszcze 10% swej produkcji. W 1938 r. 40% stali surowej, produkowanej w Europie, przypadło na Niemcy.

Podczas wojny w większości państw przemysł stalowy ucierpiał wskutek okupacji, a Wielka Brytania, odcięta od swych źródeł surowcowych, musiała dokonać trudnego przestawienia produkcji hutniczej. W przeciwieństwie do przemysłu amerykańskiego, europejski przemysł stalowy nie mógł się w czasie wojny rozbudować. Duży wpływ na obecną sytuację przemysłu europejskiego mają również szkody wojenne i zaniedbania zakładów z okresu wojny.

Niedostateczne dostawy koksu, na skutek ograniczonego eksportu niemieckiego i całkowitego wstrzymania eksportu angielskiego, hamują produkcję głównie we Francji, Belgii i Luksemburgu, **gdzie zdolność produkcyjna została wykorzystana tylko w 60%.**

---

*) A. L. Percy. Metals, Steel 1946, str. 106.

**) „Neue Züricher Zeitung" z dnia 18 września 1947 r.

W związku z tym w roku bieżącym państwa uczestniczące mogą pokryć swe zapotrzebowania na stal jedynie w 75%, mimo, że sprowadza się — jak nigdy przedtem — znaczne ilości stali ze Stanów Zjednoczonych.

Zaopatrzenie w koks. Polecono specjalnej komisji zająć się rozpatrzeniem zagadnienia zaopatrzenia w koks. Na podstawie badań komisja ustaliła, że w 1948 r. uczestniczące państwa (łącznie z Niemcami zachodnimi) potrzebują 65,6 mil. ton koksu, aby móc w pełni wykorzystać istniejące możliwości produkcyjne stali. Rozporządzalną ilość koksu na ten sam okres czasu obliczono tylko na 53 milion. ton, pozostał więc deficyt w wysokości 12,6 milion. ton. Wobec powyższego komisja rozpatrzyła możliwość pokrycia owego deficytu. Naprzód zbadano możliwość zaoszczędzenia koksu. Komisja doszła do przekonania, że przemysł hutniczy może zaoszczędzić 1,4 milion. ton koksu przez wsad rud bogatych. Dalej istnieją możliwości zaoszczędzenia 5 milion. ton koksu dla przemysłu hutniczego przez stosowanie koksu gazowego zamiast koksu hutniczego w innych przemysłach i w opale domowym. Dla pokrycia wspomnianego deficytu brakowałoby zatem jeszcze 6 milion. ton koksu, wzgl. 8,5 milion. ton węgla do koksowania. Również i tu znaleziono rozwiązanie. Stwierdzono mianowicie, że istnieją niewykorzystane możliwości produkcyjne koksu w Niemczech, w wysokości ok. 9 milion. ton i we Włoszech, w wysokości ok. 1½ milion. ton. Poza tym znaleziono dodatkowe źródła węgla do koksowania, a mianowicie 3 milion. ton w Stanach Zjednoczonych, 1 milion ton w Wielkiej Brytanii i 0,8 milion. ton w Polsce. Razem 5 milion. ton. Pozostałe 3,5 milion. ton węgla do koksowania mają dostarczyć Niemcy, gdzie węgiel, nadający się do koksowania, użytkuje się również dla innych celów. Władze kontrolne Niemiec dały w tym względzie odpowiednie zapewnienie. Niemiecka produkcja koksu ma osiągnąć w 1947 r. 15 milion. ton i w 1948 r. 20 milion. ton, w porównaniu z 38 milion. ton w 1938 r.

Zwiększenie produkcji. Zaopatrzenie w inne surowce nastręcza mniej trudności. Rudy żelazne są do dyspozycji w ilości wystarczającej. Mniej korzystnie kształtują się możliwości dostaw rud bogatych, niezbędnych dla zaoszczędzenia koksu, wymagają one bowiem transportu na większych odległościach. Ocenia się, że uczestniczące państwa (łącznie z Niemcami zachodnimi) wykażą nadmiar rud bogatych w wysokości 1 milion. ton w 1948 r. i 0,3 milion. ton w 1949 r., a brak w wysokości 0,1 milion. ton w 1950 r. i 2,3 milion. ton w 1951 r. Dlatego też przewidziano rozszerzenie bazy surowcowej rud żelaznych na tereny zamorskie (północna Afryka). Koniecznością będzie import rud manganowych w następujących wysokościach:

W 1948 r.	0,6	milion. ton
„ 1949 „	0,6	„ „
„ 1950 „	0,8	„ „
„ 1951 „	0,9	„ „

To samo dotyczy złomu, który oddawna importowano (głównie ze Stanów Zjednoczonych), a obecnie jest szczególnie poszukiwany z uwagi na związane z tym oszczędności koksu.

Import oszacowano na:

1,5	milion. ton	w 1948	r.
1,9	„ „	„ 1949	„
2,2	„ „	„ 1950	„
2,3	„ „	„ 1951	„

Pewne możliwości istnieją również dla sprowadzenia złomu z Niemiec (ze zniszczonych miast).

Spodziewany rozwój produkcji.

	Stal surowa	Wyroby gotowe
	w milionach ton	
Najkorzystniejszy rok przedwojenny*)	54,8	40,9
1938	45,5	34,1
1947	30,3	23,7
1948	42,3	34,0
1951	55,4	43,9

Komisja sądzi, że ten poziom produkcji jest osiągalny. Gdyby powstały odchylenia od powyższego programu, nie będą one znaczne. Samo wykonanie zamierzeń produkcyjnych w dziedzinie wyrobów gotowych zależne jest od importu określonych ilości półwyrobów (ok. 2,5 milion. ton rocznie). W zasadzie wzrost produkcji ma zostać osiągnięty bez budowy nowych jednostek produkcyjnych i przewiduje się jedynie modernizację urządzeń przestarzałych oraz technicznie zużytych. 80% produkcji, przewidzianej na 1951 r., mają dostarczyć istniejące już obecnie zakłady. Zestawienie poniższe podaje prawdopodobny eksport wyrobów gotowych.

Eksport wyrobów gotowych państw uczestniczących.

Rok	Do innych państw uczestniczących	Do innych państw, jeszcze nieuczestniczących	
	W %% eksportu ogólnego		W %% produkcji
1938	53	47	11
1948	62	38	11
1951	61	39	11

Zużycie stali wyniosło w państwach uczestniczących, w przeliczeniu na bloki podwalcowane, w 1938 r. na jednego mieszkańca 116 kg. W 1951 r. zużycie to ma wzrosnąć do 166 kg. W Stanach Zjednoczonych, zużycie stali wynosi obecnie 500 kg na jednego mieszkańca.

H. Werner

*) Dla każdego kraju wstawiono produkcję rekordową, aby w ten sposób otrzymać obraz łącznej zdolności produkcyjnej.

Z wydawnictw.

(Książki i czasopisma nadesłane.)

Sprawozdanie Centralnego Zarządu Przemysłu Hutniczego za lata 1945 — 1946. Katowice 1947. Nakładem Centralnego Zarządu Przemysłu Hutniczego. — Na treść wymienionej w nagłówku książki (tom in 4°, liczący 260 str. i 60 tabl. poza tekstem) składają się — prócz wstępu pióra gen. dyr. C. Z. P. H. inż. I. Borejdy, pt. „Dwa lata hutnictwa Polski Ludowej" (podającego naprzód krytyczną retrospektywną charakterystykę stanu naszego hutnictwa żelaza w okresie między dwiema ostatnimi wojnami światowymi i w czasie okupacji, a potem w zwięzłym syntetycznym skrócie plastycznie obrazującego działalność C. Z. P. H. na odcinku organizacyjnym) — następujące artykuły: Człowiek, jako czynnik główny w hutnictwie. — Produkcja hutnica w latach 1945-46. — Rozwój planowania w 1946 r. — Wytwórczość działów hutniczych w zakładach, podległych C. Z. P. H., w latach 1945-46.— Działy przetwórcze w r. 1945 i 1946. — Inwestycje hutnicze w latach 1945-46. — Akcja oszczędnościowa. — Zagadnienia ekonomiczne. — Zaopatrzenie hutnicze. — Zagadnienia złomowe. — Kopalnie rudy żelaznej. — Materiały ogniotrwałe. — Metale nieżelazne. — Centrala Żelaza i Stali w okresie 1945-46. — Energetyka w hutnictwie w latach 1945-46. — Szkolenie w hutnictwie. — Zagadnienia socjalne w przemyśle hutniczym. — Dział Bezpieczeństwa Pracy C. Z. P. H. — Wydawnictwa hutnicze. — Rozwój życia świetlicowego w hutnictwie w latach 1945-46. — Zaopatrzenie pracowników hutnictwa.

U podstaw doniosłego ogólno-kulturalnego znaczenia oraz nie przemijającej wartości omawianego tu „Sprawozdania" leży przede wszystkim olbrzymi nakład żmudnej, wytrwałej i sumiennej pracy zespołowej Komitetu Redakcyjnego książki, któremu przewodniczył nacz. dyr. L. Horoch i do którego wchodzili: Wł. Gryksztas, inż. P. Kielski, dyr. St. Oleński, mgr A. Palej, inż. T. Palmrich, dyr. inż. M. Radwan, J. Snarski-Gruszczyński, prof. W. Stopczyk i J. Werner, tudzież grona współpracowników wydawnictwa, w osobach. gen. dyr. inż. I. Borejdy, nacz. dyr. inż. Wł. Biernackiego, J. Dorniaka, mgra I. Kałużnego, M. Karskiego, prof. dra inż. J. Konarzewskiego, mgra R. Kulczyckiego, inż. E. Matuli, nacz. dyr. J. Płońskiego, M. Sadłowskiego, nacz. dyr. inż. T. Schroettera, inż. C. Szczuckiego, inż. St. Welkego, nacz. dyr. St. Wojciechowskiego, inż. B. Wojtasza, inż. St. Wróblewskiego, J. Zagrodzkiego, nacz. dyr. St. Zielińskiego i dyr. inż. K. Żemaitisa.

„Sprawozdanie" opracowane zostało w sposób wszechstronny i wyczerpujący i zawiera ogromne bogactwo materiału informacyjnego oraz statystycznego, objaśnionego licznymi tablicami, zestawieniami, wykazami, wykresami i reprodukcjami zdjęć fotograficznych. Do poszczególnych artykułów dołączono ich tłumaczenia, wzgl. streszczenia w języku francuskim. Zewnętrzna strona wydawnictwa przedstawia się również dodatnio.

Całość, tchnąca żywą aktualnością i odznaczająca się szerokim zasięgiem poruszanych tematów, stanowi poważną i wysoce pożyteczną pozycję we wciąż jeszcze nader ubogim polskim piśmiennictwie technicznym. Daje ona — jako owoc przemyśleń i dociekań — wnikliwe oświetlenie tudzież pogłębienie wielu interesujących zagadnień i zaznajamia czytelnika, dokładnie i drobiazgowo, z obecnym stanem i rozwojem rodzimego przemysłu hutniczego, z jego dotychczasowymi możliwościami, wysiłkami i osiągnięciami.

Przegląd Górniczy. Red. i adm.: Katowice, ul. Rybnicka 9. Cena num. 200 zł.

Tom III (1947). Nr 10 (październik). **Doc. dr inż. M. Chorąży i W. Kijewski.** Wpływ dodatku węgla dolnośląskiego z kopalni „Victoria" na jakość koksu z węgli górnośląskich (praca, wykonana z inicjatywy Komitetu Opiniodawczego Przemysłu Koksowniczego).— **Inż. St. Stefaniak.** Koszty i premiowanie w przemyśle węglowym. — **Inż. J. Kolbe.** O amerykańskich kopalniach węgla. — Kronika (przynosi m. in. notatki o produkcji koksu z paku na koksowni „Concordia", o uruchomieniu dodatkowych zespołów piecowych na koksowni „Ema" i o gazociągu Gliwice — Knurów). — Przegląd zagraniczny. — Statystyka polskiego przemysłu węglowego. — Nr 11 (listopad). **Dr inż. J. Dubois.** Praktyczne badania mas ogniotrwałych, służących do naprawy ścian komór pieców koksowniczych (referat, wygłoszony na posiedzeniu Komitetu Opiniodawczego Przemysłu Koksowniczego).— **F. Śpiewak.** Inteligencja górnika i jego zdolność do pracy. — **Inż. K. Kwiatkowski.** Urządzenia przeładunkowe w portach Koźle i Gliwice. — Przegląd zagraniczny. — Statystyka polskiego przemysłu węglowego.

Nafta. Red. i adm.: Kraków, ul. Łobzowska 49. Cena numeru 120 zł.

Rocznik III (1947). Nr 10 (październik). **Z. W.** Gaz ziemny dla Warszawy. — **J. W.** Organizacja pracy w przemyśle naftowym. — Dział sprawozdawczy (m. in. notatki o reorganizacji kopalnictwa naftowego i o szkolnictwie C. Z. P. P. P.). — Dodatek: Statystyka naftowa Polski (1947 r. Nr 8). — Nr 11 (listopad). **Inż. Z. Wilk.** Światowy przemysł naftowy. — Dodatek: Statystyka naftowa Polski (1947 r. Nr 9).

Przegląd Chemiczny. Red. i adm.: Gliwice, ul. M. Strzody 23. Cena numeru 200 zł.

Rok V (1947). Nr 7 — 9 (lipiec — sierpień — wrzesień). **Inż. Wł. Rodziewicz.** Zmiana rozmieszczenia pierwiastków w ostatnim periodzie ich układu. — **Inż. K. Laidler.** Wrażenia z pracy inżynieryjno-chemicznej w przemyśle brytyjskim. — Przegląd literatury (m. in. notatki o nowej serii pierwiastków radioaktywnych, o rozwoju fabrykacji helu i o kształceniu inżynierów-chemików). — Śp. prof. dr inż. Edward Suchards. — Kronika akademicka (Łódź swojej politechnice). — Wiadomości bieżące (m. in. notatki o produkcji polskiego przemysłu chemicznego w czerwcu, lipcu i sierpniu 1947 r.).

Cement. Red.: Warszawa, ul. Srebrna 4. Adm.: Sosnowiec, ul. 3 Maja 22. Cena numeru 100 zł.

Rok III (1947). Nr 6 (czerwiec). **Inż. J. Sobiepan.** Szkłożelazobeton w Czechosłowacji. — **Polskie Normy.** Norma tymczasowa PN/B — 208. Cement hutniczy. — Rozpoczynamy produkcję cementu hutniczego. — Nr 9*) (wrzesień). **Prof. dr inż. W. Olszak.**

---

*) Treść N-ru 7—8 (lipiec — sierpień) została już omówiona w N-rze 9 „Hutnika" z br., na str. 451.

Cementy ekspansywne, ich charakterystyka i własności. — **Inż. M. Świba.** O możliwościach ulepszenia cementu, zaprawy i betonu na tle badań nad Plastimentem. — **Przemysł cementowy w Polsce.** — Nr 10 (październik). **Zaprawa żużlowa.** — **Przemysł cementowy w Polsce.**

Biuletyn Przemysłu Materiałów Ogniotrwałych. Red. i adm.: Gliwice, ul. St. Dubois 16. Cena numeru 100 zł.

Rok II (1947). Nr 3 (czerwiec). **Inż. Wł. Kisielow.** Mikroskop elektronowy i jego zastosowanie w ceramice. — **Inż. T. Ostrowski.** Normalizacja w przemyśle materiałów ogniotrwałych. — **M. Sowa.** Kontrola sprawności sprawozdawczej. — **Dr J. Morysińska.** Kilka uwag o krzemicy płucnej. — Nr 4 — 5 (lipiec — sierpień). **T. Bobrownicki.** Szkic rozwoju ceramiki. — **Inż. Z. Krotkiewski.** Kilka uwag o obmurzu wielkiego pieca. — **St. Hirszel.** Planowanie długofalowe w przemyśle materiałów ogniotrwałych. — **Inż. B. Lewicki.** Choroby zawodowe w przemyśle ceramicznym i akcja zapobiegawcza. — Nr 6 (wrzesień). **Inż. Z. Tokarski.** O surowcach krzemionkowych (kwarcyty, łupki kwarcytowe, piaski). — **Inż. B. Lewicki.** Choroby zawodowe w przemyśle ceramicznym i akcja zapobiegawcza (dokończenie).

Przegląd Techniczny. Red. i adm.: Łódź, ul. Piotrkowska 50. Cena num. 60 zł.

Rok LXVIII (1947). Nr 19 (październik). **W. Kasperowicz.** Fizyka techniczna w programie nauczania politechnik, szkół inżynierskich i uniwersytetów. — **Mgr A. Ziętowski.** Przedmioty gospodarcze w programie studiów technicznych. — **S. Liciński.** Prefabrykacja domków aluminiowych. — **Inż. Z. Maślankówna.** Zastosowanie aluminium w zakładach chemicznych. — **Inż. E. Bryjak.** Złącza metali ze szkłem. — Nr 20 (październik). **A. S. Janecki.** O polski instytut matematyki praktycznej. — Nr 21 (listopad). **I. Karasew.** Idea Lenina o elektryfikacji wcielona w życie. — **Inż. Z. Maślankówna.** Zastosowanie aluminium w zakładach chemicznych (dokończenie).

Mechanik. Red. i adm.: Warszawa, ul. Dygasińskiego 34. Cena num. 200 zł.

Rok XX (1947). Nr 7 — 8 (lipiec — sierpień). **Prof. dr inż. K. Wesołowski.** Nawęglanie stali. — **Inż. Br. Sochor.** Azotowanie i piece do azotowania. — **Inż. St. Jabłoński.** Chłodzenie w obróbce cieplnej. — **Prof. dr inż. K. Wesołowski.** Najpospolitsze błędy hartowania i odpuszczania stali. — **St. Katarzyński.** Elektryczne piece do zmiękczania i odpuszczania. — **Inż. St. Kulesza.** Polskie obrabiarki na Międzynarodowych Targach Poznańskich. — **Prof. inż. K. Gierdziejewski.** Jak należy prowadzić żeliwiak? — **Prof. inż. K. Gierdziejewski.** Z dziejów odlewnictwa na Ziemiach Polskich. — **Prof. dr inż. M. T. Huber.** Kinetyka punktu materialnego w układzie względnym. — **Prof. inż. K. Gierdziejewski.** Odlewnictwo. — **Słowniczek pojęć, stosowanych w obróbce cieplnej.**

Począwszy od N-ru 7 — 8 z br. wprowadził „Mechanik" na swych łamach „Dział Odlewniczy", który należy uważać za pewnego rodzaju wznowienie, po przeszło siedmioletniej przerwie, przedwojennego organu odlewników polskich — „Przeglądu Odlewniczego", nie mogącego na razie — z powodu trudności wydawniczych — ukazywać się jako czasopismo samoistne.

Przed ostatnią wojną odlewnicy polscy zrzeszeni byli w „Stowarzeszeniu Technicznym Odlewników Polskich", dziś jednak — wobec nieco odmiennej organizacji polskiego świata technicznego — nastąpił podział naszych odlewników między „Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Mechaników Polskich" oraz „Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Przemysłu Hutniczego", przy czym w obrębie „Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Mechaników Polskich" powstało autonomiczne Koło Odlewnicze, odlewnicy zaś zatrudnieni w hutnictwie, utworzyli w ramach „Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Przemysłu Hutniczego" odpowiednią Sekcję i obydwie grupy nawiązały z sobą łączność w celu skoordynowania swej działalności.

Nie wątpimy, że wysiłki Kolegium Redakcyjnego „Działu Odlewniczego", w skład którego to Kolegium wchodzą: prof. inż. K. Gierdziejewski — jako przewodniczący, tudzież inż. J. Dickman, inż. C. Kalata i mgr S. Szczawiński — jako członkowie i które zapewniło sobie stałą współpracę szeregu najwybitniejszych fachowców polskich w tej dziedzinie, zdołają dać odlewnikowi polskiemu lekturę, ułatwiającą mu opanowanie technicznych trudności w jego zawodzie, a zarazem przyczynią się do szybkiej realizacji naczelnego postulatu „Działu Odlewniczego", a mianowicie wprowadzenia nowoczesnych naukowych metod pracy w odlewnictwie polskim.

Inżynieria i Budownictwo. Red. i adm.: Warszawa, ul. Narbutta 26. Cena num. 200 zł.

Rok IV (1947). Nr 9 — 10 (wrzesień — październik). Zeszyt ten poświęcony jest zagadnieniom inżynierii lotniczej.

Przegląd Budowlany. Red. i adm.: Warszawa, ul. Widok 22. Cena num. 200 zł.

Rok XIX (1947). Nr 9 (wrzesień). **G. Terlikowska-Woysznis i R. Piotrowski.** Odbudowa Warszawy 1945 — 1947. — Projekt tramwajowo-samochodowej arterii „W-Z" w Warszawie.

Przegląd Komunikacyjny. Red.: Warszawa, ul. Chałubińskiego 4. Adm.: Łódź, ul. Piotrkowska 121. Cena num. 75 zł.

Rok 1947. Nr 7 — 8 (lipiec — sierpień). **Inż. J. Nowkuński.** — Stan i produkcja polskich podkładów żelazobetonowych. — **Mgr I. Radzimińska.** Międzynarodowa konferencja kolejowa w Lugano. — Kronika zagraniczna (zawiera m. in. notatki o zniszczeniu i odbudowie kolei francuskich tudzież o wagonach towarowych na kolejach U. S. A.). — Dział językowy.

Drogownictwo. Red. i adm.: Warszawa, ul. Górnośląska 22. Cena num. 100 zł.

Rok II (1947). Nr 11 (listopad). **Prof. inż. B. Brukalska.** Pochwała geometrii — rzecz o drogach i ulicach. — **Inż. E. Buszma.** Uwagi do projektu arterii „W-Z" w Warszawie.

Gaz, Woda i Technika Sanitarna. Red. i adm.: Warszawa, ul. Koszykowa 81. Cena num. 70 zł.

Rok XXI (1947). Nr 10 (październik). **Inż. I. Mizgier.** O ogrzewaniu i wentylacji w Anglii.

Przegląd Geodezyjny. Red. i adm.: Warszawa, ul. Mickiewicza 18. Cena num. 60 zł.

Rok III (1947). Nr 9 — 10 (wrzesień — październik). **Dr St. Kowalewski.** Uwagi o roli mierniczych w dzisiejszej polskiej rzeczywistości.

Przegląd Organizacji. Red. i adm.: Kraków, ul. Sienkiewicza 4. Cena num. 90 zł.

Rok XVII (1947). Nr 9 (wrzesień). **Wł. Baliński.** Ogólne codzienne sprawozdanie wykreślne. — **J. Gutowski.** Linia zbiorcza (sumaryczna) w wykresach Gantta. — **A. Ferski.** O metodach obliczania wydajności pracy. — **Inż. Z. Rytel.** Badanie wykorzystania mocy. — **M. Berger.** Szkolenie fachowców w związku z planem 3-letnim. — **Mgr Wł. Śniegocki.** O nauczaniu organizacji na Górnym Śląsku. — **J. Kujawski.** Kontrola spóźnień jako czynnik wychowawczy. — **S. B.** Metryka maszynowa. — Nr 10 (październik). **B. Kłapkowski.** Ekonomia i naukowa organizacja. — **Zb. Nowicki.** Nowoczesny system rozliczeniowy a organizacja wydziału kosztów własnych. — **E. Martinec.** Czechosłowacki dwuletni plan przemysłowy. — **M. Kwiatkowski.** Organizacja przestrzenna. — **L. M. Allain.** Metoda studiów czasu ruchów w pracy przemysłowej. — **Inż. Zb. Lutosławski.** Skuteczność premii produkcyjnej w Zakładach Samochodowych Kaiser-Frazer w Stanach Zjednoczonych.

Gospodarka Planowa. Red.: Warszawa, ul. Senacka 3. Adm.: Warszawa, ul. Daszyńskiego 18. Cena num. 70 zł.

Rok II (1947). Nr 18 (październik). **Br. Blass.** Zagadnienia finansowe przedsiębiorstw państwowych. — **T. Orlewicz.** Światowe problemy polityki społecznej. — Dodatek: Przegląd Bibliograficzny Czasopism Gospodarczych (za lipiec i sierpień 1947 r.). — Nr 19 (październik). **A. Hermelin.** Podstawy prawne gospodarki planowej w Polsce. — **K. Secomski.** Nowe problemy gospodarcze 1948 r. — **St. Polaczek.** Zagadnienie bilansu płatniczego. — **(j. z.).** Produkcja metali nieżelaznych w latach 1945 — 46.

Życie Gospodarcze. Red. i adm.: Katowice, ul. 3 Maja 23. Cena num. 75 zł.

Rok II (1947). Nr 19 (październik). **Inż. B. Krupiński.** Argumenty węglowe. — **Inż. J. Pomorski.** Szkolnictwo przemysłowe Ministerstwa Przemysłu i Handlu. — Nr 20 (listopad). **Inż. J. Michejda.** Argumenty energetyczne. — **Prof. dr W. Krzyżanowski.** O ustalenie parytetu naszej waluty. — **Inż S. Nowotny.** Planowanie w Ministerstwie Przemysłu i Handlu. — **T. Prekerowa.** Wydawnictwa Ministerstwa Przemysłu i Handlu. — Nr 21 (listopad). **Br. Blass.** Sytuacja gospodarcza Polski. — **Cz. Chmielewski.** Osiem postulatów. — **J. Litwin.** Polski węgiel i odbudowa Europy.

Wiadomości Narodowego Banku Polskiego. Red. i adm.: Narodowy Bank Polski, Wydział Ekonomiczny, Warszawa, ul. Fredry 6. Prenum. kwart. 180 zł.

Rok III (1947). Nr 9 (wrzesień). Sytuacja ekonomiczna Polski w lipcu 1947 r. — **Dr St. Perczyński.** Przegląd rynków zagranicznych (Anglia). — **J. Szymański.** Obroty handlowe polsko-czechosłowackie 1918 — 1947. — **J. Massalski †.** Polityka pieniężno-kredytowa w gospodarce planowej. — **Dr M. Orłowski.** Procesy dekapitalizacyjne. — Nr 10 (październik). Sytuacja ekonomiczna Polski w sierpniu 1947 r. — **Br. Blass.** Zasady systemu finansowego. — **W. Iwaszkiewicz.** Poglądy Józefa Schumpetera na pieniądz. — **Mgr R. Seidler.** Teoria monetarna Knuta Wicksella. — **Mgr A. Siebeneichen.** Transakcje kompensacyjne.

Pracami, poświęconymi Schumpeterowi i Wicksellowi, rozpoczyna Redakcja „Wiadomości Narodowego Banku Polskiego" w N-rze 10 swego czasopisma cykl artykułów, przedstawiających poglądy na pieniądz wybitnych współczesnych ekonomistów i mających na celu pogłębienie u nas znajomości zagadnień pieniężnych.

Bank Gospodarstwa Krajowego. Przegląd Kwartalny. Warszawa, Al. gen. Sikorskiego 1.

Rok XVI (1947). Nr 2 (czerwiec). **Przemysł energetyczny w Polsce.** — **Przegląd sytuacji gospodarczej.** (Charakterystyka ogólna. Preliminarz budżetowy na 1947 r. Państwowy plan inwestycyjny na 1947 r. Rynek pieniężny. Przemysł. Rolnictwo. Obrót towarowy. Komunikacja.). — **Statystyka.**

Prace Instytutu Gospodarstwa Narodowego. Warszawa, ul. Krakowskie Przedmieście 46/48. Cena num. 50 zł.

Rok I (1947). Nr 2 (wrzesień). **Mgr W. Iwaszkiewicz.** Pieniężne zarobki godzinne robotników w przemyśle upaństwowionym. — **A. Chlebowczyk.** Strefy okupacyjne Niemiec w świetle liczb dochodu społecznego. — Streszczenie w języku angielskim.

Wiadomości Urzędu Patentowego. Red. i adm.: Warszawa, Al. Niepodległości 188/192. Cena numeru 50 zł.

Rok XXIII (1947). Nr 9 (wrzesień). **Ustawy, rozporządzenia, komunikaty.** Rzecznicy patentowi (na urzędową listę rzeczników patentowych został wpisany inż. Witold Hennel z siedzibą w Gliwicach). — **Zagranica.** — **Międzynarodowy Związek Ochrony Własności Przemysłowej.** — **Patenty na wynalazki.** Romanowi Dawidowskiemu (Kraków) udzielony został patent Nr 33333 na jednodźwigniowy zawór regulacyjny do palników gazowych; Witoldowi Budrykowi (Kraków) patent Nr 33336 na sposób magnetycznego wzbogacania rud żelaznych oraz innych minerałów, zawierających żelazo; firmie Inland Steel Company (Chicago) patent Nr 33331 na sposób wprowadzania ołowiu do stali, patent Nr 33332 na stal austenitową, zawierającą do 1,7% węgla i 0,03 — 1% ołowiu oraz patent Nr 33335 na stal, zawierającą ołów; firmie Aktiebolaget Svenska Kullagerfabriken (Göteborg) patent Nr 33340 na połączenie śrubowe, mocno obciążone, w którego skład wchodzi nieodejmowalne urządzenie, ułatwiające dokręcanie nakrętek, np. w walcarkach, lub urządzenie, dające się odejmować od połączenia śrubowego; G. Battista Crespi (Ceriana, Włochy) patent Nr 31700 na sposób wytwarzania zasadowej wykładziny ogniotrwałej pieców hutniczych.

J. Chmielowski.

Kronika.

Rozwój współpracy naukowo - technicznej z Czechosłowacją w dziedzinie hutnictwa. Nader przyjazne i koleżeńskie stosunki między czechosłowackim czasopismem „Hutnické Listy“ a naszym „Hutnikiem“ doznały wybitnego pogłębienia i zacieśnienia po wspólnej konferencji naczelnych redaktorów tych periodyków, która odbyła się w Katowicach w dniu 6 października br. w redakcji „Hutnika“ u dyr. inż. T. Malkiewicza.

Profesor politechniki w Brnie, dr inż. Franciszek Pišek, naczelny redaktor „Hutnickich Listów“, zaproponował zorganizowanie wymiennych odczytów z dziedziny hutnictwa i przyrzekł nadesłać nam ich program. Z naszej strony odnośne propozycje będą wysunięte w porozumieniu z Hutniczym Instytutem Badawczym.

Artykuł dra O. Vašíčka o organizacji czechosłowackiego przemysłu hutniczego, który otrzymaliśmy dzięki uprzejmemu pośrednictwu prof. Pišeka, zamieszczamy w niniejszym zeszycie w tłumaczeniu. Analogiczny artykuł o polskim przemyśle hutniczym, opracowany przez dyr. St. Oleńskiego (redaktora działu ekonomicznego „Hutnika“), prześlemy redakcji „Hutnickich Listów“ po zakończeniu — będących obecnie jeszcze w toku — prac reorganizacyjnych.

Dalej ustalono wydanie przez obydwie redakcje zeszytów wymiennych, zawierających po 4 — 5 artykułów oryginalnych, przy czym „Hutnické Listy“ przygotowują materiał w języku czeskim, który po przetłumaczeniu na język polski ogłosimy w „Hutniku“ z odpowiednim słowem wstępnym. Podobnie postąpi się z materiałami polskimi. Pierwsze zeszyty będą mogły się ukazać w ciągu 5 — 6 miesięcy.

Omówiono również sprawę opracowania słownika technicznego z dziedziny hutnictwa, w językach: czeskim, polskim, rosyjskim, francuskim, angielskim i niemieckim. Prof. Pišek prześle projekt tekstu w języku niemieckim, do którego zostanie przez nas opracowany tekst polski i w miarę możności rosyjski, po czym dopiero będą uzgadniane poszczególne działy. Jest to praca duża i długotrwała; przewiduje się, że zajmie ona ok. 4 — 5 lat.

Na konferencji poruszono także zagadnienie klasyfikacji literatury hutniczej. Projekt klasyfikacji, po opracowaniu go przez Hutniczy Instytut Badawczy, zostanie przesłany redakcji „Hutnickich Listów“ do wiadomości i poczynienia przez nią ewentualnych zmian i uwag.

XXI Walny Zjazd Č. O. S. S. (Československy Odborný Spolek Slévárenský, Czechosłowacki Związek Zawodowy Odlewników) odbył się w Brnie w dniach 26 — 29 września br. Rozpoczął się on „dniem hutniczym“, urządzonym wspólnie z Sekcją Hutniczą Związku Inżynierów Górniczych i Hutniczych, w starodawnej sali brneńskiego ratusza.

Inż Kořínek, przewodniczący Sekcji Hutniczej, witając zagranicznych i krajowych gości, podkreślił doniosłość współpracy hutników z odlewnikami. Po powitaniu wygłosili swe referaty następujący zagraniczni specjaliści:

R. S. Archer. „Dzisiejsze amerykańskie poglądy na konstrukcję odlewów stalowych“ (w jęz. angielskim).

A. Bureau. „Obecny stan francuskiego hutnictwa i program jego modernizacji“ (w jęz. francuskim).

G. Delbart. „Nowe francuskie badania nad izotermicznym hartowaniem“ (w jęz. francuskim).

M. Henry. „Zagadnienia wzbogacenia i aglomeracji francuskich rud“ (w jęz. francuskim).

M. J. Robillard. „Zastosowanie mikroskopu elektronowego w hutnictwie“ (w jęz. francuskim).

Po każdym referacie wywiązywała się ożywiona dyskusja.

Właściwy Zjazd otworzył uroczyście w dniu 27 września br. przewodniczący prof. dr inż. Fr. Píšek, po czym przemówienia powitalne wygłosili przedstawiciele Komitetu Zjazdowego, wyższych uczelni, urzędów, przemysłu i wielu instytucji. Minister Spraw Zagranicznych Jan Masaryk został owacyjnie wybrany na honorowego członka Związku Odlewników.

Dr Skutil zaznaczył w swym referacie pt. „Hutniczy i odlewniczy prawiek na Morawach“, że okolice Brna były już od dawna środowiskiem hutnictwa i odlewnictwa, czego dowodem są liczne zabytki z doby hallstackiej, a szczególnie stare znaleziska w Býčí skále, zgromadzone na otwartej świeżo — w Krajowym Muzeum — wystawie.

Po południu wygłosili referaty:

Prof. P. Beurgas. „Wpływ kształtu próbki i szybkości obciążenia na rozrzut wyników prób wytrzymałościowych odlewów“ (referat wymienny Francuskiego Związku Odlewników).

Inż. A. Habart. „Rozwój czeskosłowackiego przemysłu odlewniczego od 1945 r.“

Inż. Z. Hostinský. „Doświadczenia z zakresu wytwarzania żeliwa ciągliwego o czarnym przełomie“.

Prof. dr inż. V. Jareš. „Tolerancje produkcyjne odlewów z szarego żeliwa“.

Doc. dr inż. L. Jeníček. „Przyczynek do teorii przygotowania piasków formierskich“.

Prof. inż. J. Kiesewetter. „Zagadnienia hydrauliki w praktyce odlewniczej“.

Inż. V. Samuel. „Przegląd rozwoju wyrobu koksu odlewniczego od 1937 r.“

Inż. S. Sochor. „O morawskich dzwonach i ich wykonawcach“.

Dr inż. L. Malkovský. „Odlewy z lekkich metali“.

Wieczorem odbył się ogólny bankiet. W niedzielę, dnia 28 września br., zorganizowana została wycieczka do Býči skále (przedhistoryczne zabytki odlewnicze i kuźnicze z doby na 600 lat przed naszą erą). Wieczór spędzili uczestnicy Zjazdu w Teatrze Narodowym na operze „Weronika“ R. Kubelíka.

W dniu 29 września br. uczestnicy Zjazdu zwiedzili Instytut odlewniczy prof. Pišeka w Politechnice w Brnie, w której urządzono wystawę najnowszej hutniczej i odlewniczej literatury technicznej.

Zjazd zakończyło zebranie, na którym wygłosili referaty: dr Plešinger pt. „Zadania czeskich odlewni w przyszłych latach“ oraz prof. dr Čabelka z Bratisławy „O rozbudowie odlewni na Słowacji“

Zjazd zgromadził ok. 300 uczestników — przedstawicieli odlewni państwowych i prywatnych — i wykazał jednolitość poglądów. Podkreślił on również znaczenie trwałej współpracy obydwu sektorów dla realizacji dwuletniego planu gospodarczego tudzież rozwoju czeskosłowackiego przemysłu i całego kraju.

Międzynarodowy Zjazd Odlewników. W myśl uchwały Międzynarodowego Komitetu Związków Odlewników, który obradował w Liège w dniu 11 września br., ma być zorganizowany w Pradze w 1948 r. Międzynarodowy Zjazd Odlewników. Równocześnie zostanie tam otwarta wystawa odlewnicza. Po zakończeniu Zjazdu odbędą się naukowe wycieczki jego uczestników do odlewni w Czechach, Słowacji i na Morawach.

Komitet Organzacyjny N. O. T. obradował w dniu 4 października br. pod przewodnictwem prezesa inż. B. Rumińskiego wg podanego niżej porządku dziennego:

1) Sprawy statutowe:
   a) regulamin oddziałów N. O. T.,
   b) poprawki do statutu N. O. T. i statutu dla Stowarzyszeń,
   c) regulamin obrad Walnego Zjazdu Delegatów.
2) Walny Zjazd Delegatów.
3) Sprawa Kongresu Techników.
4) Wolne wnioski.

Przewodniczący Komisji Statutowej inż. B. Witwiński zreferował sprawy statutowe, omawiając szczegóły regulaminu Oddziałów N. O. T., po czym uchwalono przyjęcie regulaminu z wprowadzonymi doń w dyskusji redakcyjnymi poprawkami. Wniosek przewodniczącego, upoważniający Prezydium do wniesienia poprawek statutowych i regulaminu na Walny Zjazd Delegatów z uwzględnieniem uwag, nadesłanych do N. O. T. przez Zarządy Stowarzyszeń, przyjęto.

Sprawę Walnego Zjazdu Delegatów omówił sekretarz gneralny inż. Fr. Ciecióra. Intencją Prezydium jest, aby w Radzie Głównej były reprezentowane wszystkie grupy techniczne: uczonych, inżynierów i techników. Prezydium N. O. T., składające się z przedstawicieli wszystkich wielkich Stowarzyszeń, przedstawi na Walny Zjazd Delegatów listę kandydatów do nowych władz. Przewiduje się, że dwie trzecie członków przyszłych władz pochodzić będzie ze składu Komitetu Organizacyjnego, a 1/3 stanowić będą nowi członkowie. Walny Zjazd Delegatów zgromadzi ok. 150 osób (delegatów Stowarzyszeń oraz członków Komitetu Organizacyjnego) i wybierze nowe władze w składzie 78 osób.

Na podstawie wniosków, zgłoszonych przez Prezydium, uchwalono:

a) dokooptować do Komitetu Organizacyjnego prezesów i sekretarzy wszystkich Stowarzyszeń branżowych, a w wypadku, gdyby byli oni już członkami Komitetu Organizacyjnego, po 2 innych członków Prezydium każdego Stowarzyszenia;
b) pierwszy Walny Zjazd Delegatów ma odbyć się w Warszawie w dniu 12 grudnia br.; Prezydium N. O. T. ustali listy kandydatów do nowych władz.

Z kolei inż. I. Brach przedstawił propozycję Prezydium co do zwołania Kongresu Techników w jesieni 1949 r., tj. w końcowym okresie 3-letniego planu odbudowy. Zebrani przyjęli ją jednomyślnie.

W wolnych wnioskach przyjęto następujące propozycje:

1) N. O. T. opracuje wzór legitymacji członkowskiej, jednolity dla wszystkich Stowarzyszeń.
2) Prezydium N. O. T. przedstawi na Walny Zjazd Delegatów projekt znaczka N. O. T.
3) Prezydium N. O. T. winno już obecnie powołać 3-osobowy Komitet Organizacyjny przyszłego Kongresu Techników.
4) Projekt poprawek do statutu N. O. T. i statutu ramowego Stowarzyszeń należy rozesłać przed 15 października br. do Stowarzyszeń, z tym, że poprawki do tych projektów winny Stowarzyszenia nadesłać do N. O. T. do dnia 20 listopada br.

Reorganizacja Wydziału Inspekcji Technicznej przy Departamencie Technicznym Ministerstwa Przemysłu i Handlu. Działalność i gospodarka przedsiębiorstw państwowych jest prowadzona i nadzorowana przez 16 branżowych Centralnych Zarządów, które podlegają Ministerstwu Przemysłu i Handlu. Celem usprawnienia produkcji i wzmocnienia kontroli poszczególnych jednostek organizacyjnych, Ministerstwo Przemysłu i Handlu postanowiło obecnie — niezależnie od inspekcji, dokonywanych przez Centralne Zarządy — przeprowadzać planowe inspekcje zakładów pracy we własnym zakresie. W związku z tym ma ulec reorganizacji Wydział Inspekcji Technicznej przy Departamencie Technicznym Ministerstwa Przemysłu i Handlu, przy czym zamierzone jest zaangażowanie wysoko wykwalifikowanych specjalistów-inżynierów, których obowiązkiem będzie: badanie funkcjonowania inspekcji jakościowej, produkcji, inspekcji urządzeń technicznych, planu i remontu urządzeń oraz planu inwestycyjnego w Centralnych Zarządach, Zjednoczeniach i zakładach pracy.

Szkolenie inżynierów dla przemysłu mineralnego. W Akademii Górniczej w Krakowie odbyła się w ostatnim czasie konferencja porozumiewawcza, w której wzięli udział przedstawiciele Ministerstwa Odbudowy, Centralnego Zarządu Przemysłu Mineralnego, Centralnego Zarządu Przemysłu Hutniczego, Rady Technicznej Przemysłu Ceramicznego oraz Zjednoczeń przemysłu ceramicznego, cementowego, kamieniołomów, materiałów budowlanych, materiałów ogniotrwałych, surowców mineralnych, O. K. Z. Z., stronnictw politycznych i Akademii Górniczej w sprawie szkolenia inżynierów dla przemysłu mineralnego. Po wyczerpującej dyskusji stwierdzono, że—w związku z powrotem do Macierzy Ziem Odzyskanych z ich wielkim przemysłem mineralnym — niezbędne jest możliwie szybkie zorganizowanie w Akademii Górniczej odpowiedniego studium, po czym powołano do życia stały Komitet Organizacyjny, złożony z przedstawicieli zainteresowanych przemysłów tudzież organizacji społecznych i zwrócono się do rektora prof. dra W. Goetla z dezyderatem, by imieniem zebranych wystąpił z odnośnymi wnioskami do najwyższych czynników rządowych.

Wznowienie działalności Komitetu walki z korozją. Prezydium N. O. T. postanowiło — w oparciu o Hutniczy Instytut Badawczy w Gliwicach oraz o inne placówki przemysłowe i naukowe — wznowić działalność utworzonego w 1939 r. Komitetu walki z korozją i udzieliło doradcy technicznemu Zjednoczenia Przemysłu Farb i Lakierów prof. inż. K. Pajewskiemu tudzież dyrektorowi Hutniczego Instytutu Badawczego prof. drowi inż. M. Śmiałowskiemu mandatu do rozpoczęcia w tym kierunku odpowiednich prac. W związku z powyższym Koledzy, którzy wchodzili przed ostatnią wojną w skład owego Komitetu, jak również ci, którzy — ze względu na swe stanowisko lub zakres zainteresowań — pragnęliby do niego należeć obecnie,

proszeni są o zgłoszenie swego akcesu pod adresem: Hutniczy Instytut Badawczy, Gliwice, ul. Miarki 12/14. Projektuje się zorganizowanie Zjazdu Korozyjnego jeszcze w br., w Gliwicach. Termin Zjazdu zostanie podany dodatkowo.

Dostawy rud dla hutnictwa. We wrześniu br. Centrala Zaopatrzenia Hutniczego dostarczyła 176.000 ton rudy żelaznej i wykonała planowane dostawy w przeszło 103%, przekraczając w ten sposób o ponad 10% zapotrzebowanie naszych wielkich pieców i stalowni. Stan zimowych zapasów rud w hutach i na składowiskach był pod koniec września br. 4 i pół raza większy od miesięcznego zapotrzebowania hutnictwa żelaza w Polsce.

Zbiórka złomu. Akcja zbierania złomu, którą zajmuje się Centrala Złomu, rozporządzająca stałą siecią placówek na terenie całego kraju, daje przeciętnie ok. 60.000 ton złomu miesięcznie. Niezależnie od tej akcji organizuje Centrala Złomu dwa razy na rok (wiosną i jesienią) zbiórkę złomu, w której dominującą rolę odgrywa czynnik społeczny. Odbywająca się obecnie jesienna zbiórka dała dotychczas ok. 14.000 ton złomu, wartości ok. 20 milionów złotych.

Wiadomości gospodarcze z U. S. A. Bethlehem Steel Corp. Ze sprawozdania tego, drugiego co do wielkości, koncernu stalowego w U. S. A. za trzeci kwartał br. wynika, że rekordowy popyt na gotowe wyroby przemysłu stalowego w dalszym ciągu trwa. Przypuszcza się, iż w najbliższej przyszłości nie nastąpi ani podwyżka cen, ani też zarobków. Sprawozdanie sądzi również, że możliwość recenzji nie istnieje, tym bardziej, że przewidziane w planie Marshalla dostawy stali będą miały swój stymulujący wpływ. Rozważając plan Marshalla sprawozdanie ustosunkowuje się negatywnie do przewidzianego w planie tym eksportu 2.000.000 ton złomu do Europy, mówiąc dosłownie: „każda wyeksportowana tona złomu powoduje stratę 1 tony stali zarówno dla wielkiego, jak i małego konsumenta U. S. A.". Sprawozdanie sugeruje natomiast, aby zbiórka złomu na pobojowiskach europejskich została wzmożona i aby tą drogą zaspokoić zapotrzebowanie Europy. Na zakończenie sprawozdanie stwierdza, że zaopatrzenie koncernu w złom jest zupełnie niedostateczne, gdyż zapasy wystarczają zaledwie na 1 — 2 tygodni.

Bethlehem Steel Corp. wykazuje za okres od dnia 1 stycznia po dzień 30 września br. czysty zysk w wysokości 38.700.000 dol. (w 1946 r. w analogicznym okresie 29.800.000 dol.). Wartość zbytu wynosiła 6.900.000 dol. (w 1946 r. 5.100.000 dol.), wykonywanych zaś obecnie prac inwestycyjnych 125.000.000 dol. Dalsze roboty inwestycyjne preliminowano na 300.000.000 dol. Portfel zamówień na koniec września wykazuje wartość 372.000.000 dol.

National Steel Corp. wykazuje na dzień 30 września br. czysty zysk w wysokości 19.900.000 dol. (w 1946 r. 13.900.000 dol.). Wartość zbytu 231.500.000 dol. (w 1946 r. 170.600.000 dol.).

Inland Steel Co. wykazuje za pierwsze 3 kwartały br. czysty zysk w wysokości 16.240.000 dol. (w 1946 r. 9.900.000 dol.). Utargi wynosiły 224.200.000 dol. (w 1946 r. 153.700.000 dol.).

Departament Handlu U. S. A. stwierdził wzrost wartości zapasów gotowych produktów w ciągu września br. o 350.000.000 dol. Ogólna wartość zapasów na składach całego przemysłu wynosi 23.400.000.000 dol.

Angielskie Targi Przemysłowe. Targi te, wznowione po raz pierwszy po wojnie, obejmują w Castle Bromwich, Birmingham dział przemysłu ciężkiego i są okazem tempa, w jakim przemysł angielski przestawił się na produkcję powojenną, w której odczuwa się gwałtowny nawrót do stali stopowych, zwłaszcza stali na magnesy i stali ognioodpornych. Kute magnesy trwałe wyrabia się obecnie nie gorsze od najlepszych lanych, które trzykrotnie zwiększyły swą moc w porównaniu ze stanem przedwojennym. W turbinach gazowych stosuje się teraz materiały, pozwalające na pracę przy 700—750°, a będące w toku badania, pozwalają mieć nadzieję na podniesienie tej temperatury do 850°.

W dziale hutnictwa miedzi dobrze skrawalna miedź była istotnym wynalazkiem, potrzebnym do skonstruowania radaru. Właściwość tę nadało miedzi 0,5% telluru (w Ameryce zastosowano do tego samego celu selen). Brązy aluminiowe zyskały na wytrzymałości i odporności na ścieranie przez dodatek po 5% żelaza i niklu.

Z nowości wojennych należy wymienić łożyska miedziowo - ołowiowe (25—40% Pb) do silników spalinowych i pracy pod dużym obciążeniem, elektrody chromowo - miedziowe do spawania i miedź berylową z dodatkami kobaltu i niklu, lub bez nich, na sprężyny precyzyjne. Stopy chromowo - miedziowe stosuje się na głowice cylindrów w silnikach, chłodzonych powietrzem i na elektrody do spawania punktowego. Do elektrod tych stosuje się też stopy miedzi z kadmem i miedzi z berylem, te ostatnie zwłaszcza wówczas, gdy wymagane są duże ciśnienia. Jako namiastki drogich stopów (np. miedź-beryl) używa się stopów miedź — nikiel — mangan. W stopach miedź - nikiel część niklu zastępuje się żelazem. Twarde lutowanie chłodnic ulepszono, srebrząc końce rurek i ogrzewając je do temperatury pośredniej między temperaturą topienia srebra i miedzi.

Z działu kujnej leizny szczytowym osiągnięciem jest perlityczna kujna leizna o własnościach: wytrzymałość 52 — 55 kg/mm², granica płynności 31 — 35 kg/mm², wydłużenie 6 — 8% (długości pomiarowej nie podano), twardość Brinella 175, przegięcie na 90°. Trzeba podkreślić wysoką granicę płynności kujnej leizny perlitycznej. Do działu tego należy także demonstrowany na Targach „Permalite".

O rozwoju aluminium świadczy fakt, że jest to jedyny metal, którego cena spadła w stosunku do przedwojennej. „Nimonic" jest stopem ognioodpornym i wytrzymałym przy wyższych temperaturach. „Wimet", z gatunku spiekanych węglików wolframu, jest odporny na wstrząsy i szarpnięcia podczas toczenia. „Stellite", „Speedient", „Millenicut" — oto różne nazwy stali i stopów skrawających, reprezentowanych na Targach. Z wystaw Targowych widać silny wzrost zapotrzebowania na rury bez szwu różnych wymiarów i składu. Piece do obróbki cieplnej zmechanizowano, a do hartowania powierzchniowego zastosowano piece indukcyjne. W dziedzinie pieców gazowych nowością są ściany ogniotrwałe, przepuszczające gazy i użycie promieni podczerwonych do suszenia. Wystawiono również szereg dodatków stopowych, jak bezwęglowe: ferro-chrom, ferro-molibden, ferro-tytan, chrom, mangan, wreszcie metal łożyskowy ołowiowo-niklowy „EEL" oraz spiekane magnesy „Alnico" i „Alcomax". Zainteresowanie swą wydajnością budzą magnetyczne separatory „Rotocyl".

Targi znamionuje silna tendencja do podniesienia jakości jako środka w walce konkurencyjnej o zdobycie przyszłych rynków światowych.

PRZEPISY ZNAKOWANIA WYROBÓW HUTNICZYCH

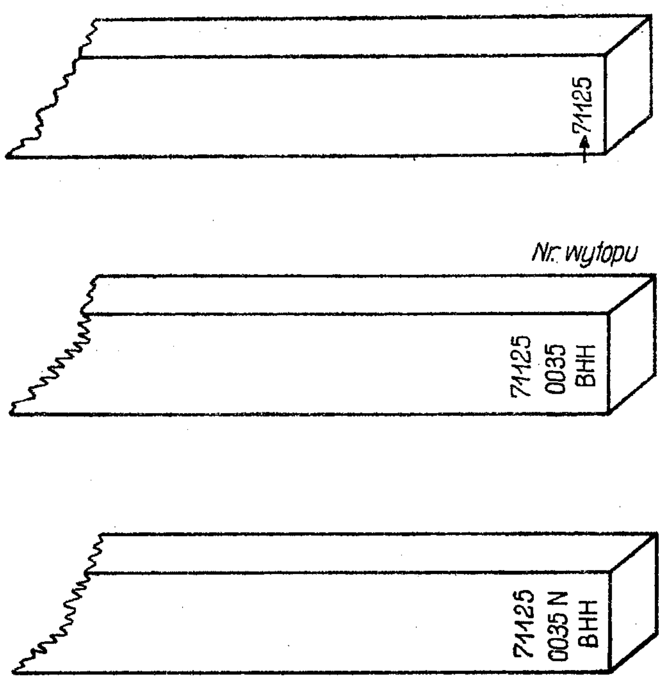
II. **Kęsy walcowane, odkucia i pręty kute lub walcowane wprost z wlewka.**

Kęsy oraz odkucia i pręty walcowane lub kute bezpośrednio z wlewka znakuje się przez wybijanie na gorąco przy pile, nożycach, lub przy młocie.
Wybijać należy znaki możliwie wielkie, pozwalające na bezbłędne odczytanie.
Każdy kęs, odkucie lub pręt należy znakować:

1. Numerem wytopu
2. W wypadku wysyłki kęsów, odkuć lub prętów poza hutę należy poza numerem wytopu wybić znak huty oraz znak odmiany (marki) stali.
3. W wypadku, gdy odkucia lub pręty wysyłane poza hutę były poddawane obróbce cieplnej, należy je dodatkowo oznaczyć znakiem stanu obróbki cieplnej.

Kęsy, odkucia i pręty należy znaczyć przy samych końcach, od strony głowy wlewka (patrz wzór 2): dla kęsów o mniejszych przekrojach można je znakować w kierunku osi.

W z ó r 2.



III. **Platyny i blachy grube.**

Platyny i blachy grube walcowane bezpośrednio z wlewków znakuje się jak kęsy.

IV. **Rury, obręcze, szyny, osie itp.**

Znakowanie rur, obręczy, szyn i innych walcowanych lub kutych części specjalnych, określają odnośne przepisy odbiorcze wzgl, zarządzenia Inspekcji Technicznej.

V. **Pręty walcowane lub kute z kęsów.**

Należy znakować:

Ciąg dalszy na str. 6.

PRZEPISY ZNAKOWANIA WYROBÓW HUTNICZYCH

Str. 6

W z ó r 3



W z ó r 4.



1. numerem wytopu
2. znakiem odmiany (marki) stali możliwie najwcześniej (np na łożu chłodzącym) na jednym z końców pręta (wzór 3).

Tak znakowane pręty posyła się do dalszej obróbki (cieplnej lub zimnej). Przed wysyłką z huty należy pręty ponadto oznaczyć:

3. znakiem stanu obróbki cieplnej*) oraz
4. znakiem huty (patrz wzór 4)

U w a g a : Używane do znakowania stemple winny być możliwie małe jednak bezwarunkowo czytelne.

Znaczyć należy przy samym końcu pręta celem możliwie najmniejszej straty długości użytkowej. W pewnych przypadkach (np. masowa produkcja prętów do tego samego przeznaczenia z jednej marki stali) dopuszczalne jest znakowanie tylko końcówką wytopu i znakiem fabrycznym.

W wypadkach tych decyduje, Inspekcja Techniczna Huty.

VI. **Pręty ciągnione i łuszczone.**

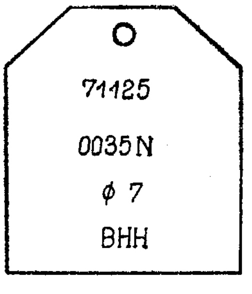
Należy znakować identycznie jak pręty walcowane lub kute po obróbce cieplnej (patrz wzór 4 na str. 6).

VII. **Pręty kute, walcowane i ciągnione o średnicy 10 mm i mniej oraz druty.**

Nie ma obowiązku znakowania prętów. Jeżeli to możliwe należy znakować znakiem huty.

Pręty należy wiązać i do każdej wiązki należy przytwierdzić tabliczkę ze znakami:

W z ó r 5.



1. numerem wytopu
2. odmiany (marki) stali
3. stanu obróbki cieplnej
4. wymiaru prętów
5. znakiem huty (o ile nie jest nabity na prętach).

---

*) Dla oznaczenia rodzaju obróbki cieplnej stanowiącej o stanie dostarczenia stali przyjmuje się znakowanie wg. PN/H-204:

Stan normalizowany	— N
„ zmiękczony	— M
„ ulepszony cieplnie	— T
„ hartowany	— H
„ surowy	— bez znaku

Ciąg dalszy na str. 7.

STATYSTYKA.

A. HUTNICTWO ŻELAZA.

Wytwórczość i wysyłka (w tonach).

WYTWORY	Wytwórczość			Wysyłka			
	Sierpień 1947	Wrzesień 1947	Ogółem (styczeń-wrzesień) 1947	Wrzesień 1947		Ogółem (styczeń-wrzesień) 1947	
				Kraj [2])	Eksport	Kraj [2])	Eksport
Koks	79 147	78 161	707 802	13 188	3 400	140 139	41 002
Surówka	82 501	76 812	617 737	10 048	2 303	75 821	39 444
Stal surowa	143 624	142 546	1146 086	—	—	—	—
Wytw. walcowane i rury bez szwu 1)	90 275	98 909	783 625	72 917	5 560	604 093	32 094
Rury ze szwem	1 497	1 50[illegible]	10 454	754	246	4 420	2 091
Wytw. kute i prasowane	7 089	7 387	57 900	2 398	169	20 590	1 813
Wytw. walcowane i ciągnione na zimno	2 848	3 152	26 631	1 643	—	13 800	20

1) Wytw. walcowane gotowe łącznie z półwytworami dla działów przetwórczych i dla obcych (bez półwytworów w obrocie międzyhutniczym).

2) Bez obrotu międzyhutniczego.

B. ZJEDNOCZENIE KOPALŃ RUDY ŻELAZNEJ I GRUPA TOPNIKÓW.

Wydobycie, wytwórczość i wysyłka (w tonach).

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			Wysyłka			
				Wrzesień 1947		Ogółem (styczeń-wrzesień) 1947	
	Sierpień 1947	Wrzesień 1947	Ogółem (styczeń-wrzesień) 1947	Ogółem	w tym poza C.Z.P.H.	Ogółem	w tym poza C.Z.P.H.
Rudy żelazne surowe	50 646	51 479	361 091	9 285	—	52 416	—
Piryt	3 077	3 547	28 564	3 404	2 573	27 498	18 047
Rudy wzbogacone	26 721	26 042	196 568	25 810	—	209 250	—
Topniki *)	42 669	43 306	349 730	29 798	723	231 133	11 980

*) Dolomit surowy i prażony, kamień wapienny, wapno palone.

C. ZJEDNOCZENIE PRZEMYSŁU METALI NIEŻELAZNYCH.

Przemysł Cynku i Ołowiu.

Wydobycie, wytwórczość, import oraz wysyłka (w tonach).

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			Wysyłka			
				Wrzesień 1947		Ogółem (styczeń-wrzesień) 1947	
	Sierpień 1947	Wrzesień 1947	Ogółem (styczeń-wrzesień) 1947	Kraj	Eksport	Kraj	Eksport
Rudy cynku i ołowiu surowe	71 278	73 770	610 093	—	—	—	—
Cynk ogółem	6 559	6 428	53 916	1 619	1 709	17 600	10 144
Blacha i taśmy cynkowe	2 633	2 975	23 924	1 795	1 071	14 230	9 434
Ołów rafinowany	1 043	1 012	8 122	675	—	5 383	600

D. PRZEMYSŁ MATERIAŁÓW OGNIOTRWAŁYCH.

Wydobycie, wytwórczość, import oraz wysyłka (w tonach).

Wyszczególnienie	Wydobycie i wytwórczość			Wysyłka			
				Wrzesień 1947		Ogółem (styczeń-wrzesień) 1947	
	Sierpień 1947	Wrzesień 1947	Ogółem (styczeń-wrzesień) 1947	Ogółem	w tym do zakładów C.Z.P.H.	Ogółem	w tym do zakładów C.Z.P.H.
Kopaliny	21 343	25 717	170 469	4 565	565	34 960	4 868
Wytwory	14 954	15 209	116 059	13 672	8 690	104 230	76 761
Zaprawy	4 051	3 933	27 522	4 109	2 769	27 057	18 543

Artykuły drukowane w „Hutniku“ wyrażają indywidualne poglądy autorów, które nie zawsze pokrywają się z opinią Redakcji lub Wydawcy.

Wydawca: Centralny Zarząd Przemysłu Hutniczego Redaktor naczelny: inż. Tadeusz Malkiewicz

Adres redakcji i administracji „Hutnika“: Katowice, ul. Lompy 14, tel. 329-31/39.